

*40-летию
кафедры автоматизации
производственных процессов
посвящается*

ИЗВЕСТИЯ

Уральской государственной
горно-геологической
академии

сер. Горная электромеханика.

9 • 2000



Екатеринбург

Министерство образования Российской Федерации
Уральская государственная горно-геологическая академия

ИЗВЕСТИЯ

Уральской государственной
горно-геологической
академии

СЕРИЯ:

ГОРНАЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА

Вып. 9. 2000

Екатеринбург

**ГЛАВНАЯ РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ
ИЗВЕСТИЙ УРАЛЬСКОЙ ГОСУДАРСТВЕННОЙ
ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ АКАДЕМИИ**

Академик АЕН РФ, проф. И.В. Дементьев (главный редактор)

Проф. В.П. Алексеев, доц. Т.П. Бебенина, проф. О.Н. Грязнов (зам. гл. редактора),
проф. Э.С. Лапин, доц. Ю.И. Лель, проф. М.Б. Носырев, проф. В.М. Сапожников,
Л.В. Устьянцева (ответственный секретарь), проф. В.С. Хохряков

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ СЕРИИ: ГОРНАЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА

Доц. Т.П. Бебенина (ответственный редактор)

Проф. Г.А. Боярских (зам. ответственного редактора), доц. В.Н. Ефремов, доц. П.А. Касьянов,
к.т.н. Ю.А. Муйземнек, доц. В.Н. Полузадов, доц. Н.Б. Ситников,
проф. С.А. Тимухин (ответственный секретарь), доц. Е.Ф. Цыпин, проф. А.В. Юдин

© Уральская государственная горно-
геологическая академия, 2000
© Известия УГТГА, вып. 9, 2000
© Авторы, постатейно, 2000

СОДЕРЖАНИЕ

<i>Предисловие</i>	7
--------------------------	---

АВТОМАТИЧЕСКОЕ УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

<i>Троп А.Е.</i> Уральская научная школа управления горной технологией и техникой.....	9
<i>Барановский В.П.</i> О реализации многоуровневой системы высшего образования на кафедре АПП.....	17
<i>Лалин Э.С., Бабенко А.Г., Лалин С.Э.</i> Принципы развития систем контроля безопасности и автоматики на угольных шахтах Российской Федерации.....	20
<i>Лалина Е.С., Леонов Р.Е.</i> Анализ динамических свойств шахтной газовой среды как объекта контроля.....	31
<i>Карякин А.Л.</i> Статистические характеристики сети передачи данных о состоянии шахтной атмосферы.....	41
<i>Матвеев В.В.</i> Управление технологией предупреждения, локализации и ликвидации эндогенных пожаров.....	44
<i>Прокофьев Е.В., Ефремов В.Н., Лалин Э.С.</i> Разработка алгоритмических структур моделей технологических комплексов процессов подготовки и обогащения полезных ископаемых.....	47
<i>Прокофьев Е.В., Ефремов В.Н.</i> Структура обучающей программы моделирования технологических процессов обогащения и систем управления ими.....	56
<i>Ольховский И.Ф.</i> Комплексное управление технологическими процессами горно-обогатительного предприятия с использованием распределенных баз данных.....	60
<i>Белокрылецкий А.В., Белокрылецкий В.И.</i> К теории разделения бинарной смеси частиц.....	63
<i>Ефремов В.Н., Калужина Н.Д.</i> Алгоритм автоматизированного проектирования схем автоматизации флотационных комплексов.....	73
<i>Сухоруков М.В., Бабенко А.Г.</i> Система управления ММС с использованием методов теории нечетких множеств.....	78
<i>Бобин И.С.</i> Методы распознавания технологических состояний одноковшовых экскаваторов.....	86
<i>Барановский В.П.</i> К определению связи между параметрами случайных возмущений.....	92
<i>Комаров А.А., Прокофьев Е.В.</i> Параметрическая идентификация статических и динамических характеристик питателей и грохотов.....	94
<i>Скобцов С.Н.</i> Анализ рабочих нагрузок и обоснование методики динамических испытаний генераторов экскаваторного электропривода.....	102
<i>Покшин А.В.</i> Возможности использования алгоритмов нечеткой обработки информации в экскаваторных информационно-управляющих системах.....	110

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОРНОЙ ТЕХНОЛОГИИ И ТЕХНИКИ

<i>Боярских Г.А., Дергунов Н.П., Стариков А.Д., Черныльцев А.Г.</i> О мониторинге эффективности функционирования железнодорожного транспорта в карьере.....	115
<i>Шестаков В.С.</i> Разработка методики определения параметров камер дробления конусных дробилок.....	125
<i>Ситников Н.Б., Троп В.А.</i> Исследование критерия максимума проходки при бурении скважин.....	132
<i>Ярцев В.А., Рожнева В.К.</i> Численное моделирование течения закрученного потока с переменной напряженностью вихря.....	138

<i>Кожушко Г.Г., Семенов Д.Ю., Ямпольский Д.А.</i> Определение характеристик поврежденной конвейерной ленты (вторая задача вибродиагностики).....	143
---	-----

ГОРНЫЕ МАШИНЫ

<i>Комиссаров А.П., Суслов Н.М.</i> Гидрофикация оборудования - резерв повышения технического уровня горных машин.....	151
<i>Шестаков В.С.</i> К вопросу проектирования привода гидравлического экскаватора.....	155
<i>Лагунова Ю.А.</i> Энергопотребление при дроблении горных пород конусными дробилками.....	158
<i>Гаврилова Л.А., Эштейн В.Е.</i> К вопросу применения силового вертлуга в спуско-подъемном комплексе агрегатов для капитального ремонта скважин.....	162
<i>Зимин А.И., Капусик Ю.П., Зимин И.А., Горелов Ю.В.</i> Профилирование камеры дробления конусных дробилок с учетом износа брони.....	165
<i>Ахлюстина Н.В., Хабибулин Б.В.</i> Анализ применения ударных устройств в промышленности.....	169

ГОРНАЯ МЕХАНИКА

<i>Косарев И.П., Тимухин С.А., Сизовин А.В., Марущак В.С.</i> О прогнозе предельного технического состояния шахтных вентиляторов главного проветривания.....	175
<i>Копачев В.Ф.</i> Сравнительный анализ компоновочных схем поверхностных комплексов главных вентиляторных установок.....	177

РУДНИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

<i>Кудрявцев А.А.</i> Исследование температурных режимов тяговых электродвигателей карьерных автомобилей-самосвалов на имитационной модели.....	182
<i>Мокрушин Н.В.</i> Сравнительный расчет параметров удерживающего породного вала и защитной стенки для карьерных автодорог.....	189

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

<i>Потапов В.Я., Цылин Е.Ф., Латышев О.Г., Медведев Е.И.</i> Использование теплофизических характеристик асбестосодержащих продуктов для задач предварительного обогащения.....	193
<i>Жуков Д.Н.</i> О селективном разрушении компонентов бериллсодержащей руды.....	196
<i>Фаттахов Н.З.</i> Исследование процессов окомкования при монослойной подаче влажных сыпучих материалов крупностью -4+1 мм.....	201
<i>Фаттахов Н.З.</i> Оценка возможности адаптации изумрудодобывающей промышленности к рыночным отношениям.....	205

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

<i>Гориков Э.В., Возчиков С.В., Анохин В.И.</i> Результаты испытаний устройств системы электроснабжения опытно-промышленного участка дизель-троллейвозного транспорта.....	209
--	-----

РЕФЕРАТЫ (рус.)	213
ABSTRACTS	223

CONTENTS

INTRODUCTION.....	7
-------------------	---

AUTOMATIC CONTROL OF TECHNOLOGICAL PROCESSES IN MINING

Trop A.E. Ural Scientific School of Control of Mining Technology and Equipment.....	9
Baranovsky V.P. About Realization of Multi-Level System of Education at the Department of Automation of Production Processes.....	17
Lapin E.S., Babenko A.G., Lapin S.E. Principles of Development of the System of Safety Control and Automation at Coal Mines of Russian Federation.....	20
Lapina E.S., Leonov R.E. Analysis of Dynamic Properties of Mine Gas Environment as an Object of Control.....	31
Karyakin A.I. Statistic Characteristics of the Net of Data Transfer on Conditions of Mine Atmosphere.....	41
Matveev V.V. Control of a Technology of Prevention, Localization and Liquidation of Endogenic Fires.....	44
Prokofyev E.V., Efremov V.N., Lapin E.S. Development of Algorithmic Structures of Models of Technological Complexes of the Processes of Preparation and Mineral Dressing.....	47
Prokofyev E.V., Efremov V.N. Structure of a Teaching Program of Modeling of Technological Processes of Dressing and their Systems of Control.....	56
Ol'khovskiy L.F. Complex Control of Technological Processes of Mineral Dressing Enterprise with the Use of Distributed Data Base.....	60
Belokryletskiy A.V., Belokryletskiy V.I. To the Theory of Separation of Binary Mixture of Particles.....	63
Efremov V.N., Kalugina N.D. Algorithm of Automated Designing of Schemes of Flotation Complexes Automation.....	73
Sukhorukov M.V., Babenko A.G. Control System of the Complex of Wet Magnetic Separation with the Use of Theoretical Methods of Indistinct Numbers.....	78
Bobin I.S. Methods of Identification of Technological Conditions of One-bucket Excavators.....	86
Baranovsky V.P. To the Determination of Connection between Parameters of Occasional Perturbations.....	92
Komarov A.Ya., Prokofyev E.V. Parametric Identification of Parameters of Static and Dynamic Characteristics of Feeders and Screens.....	94
Skobtsev S.N. Analysis of Working Loads and Substantiation of Methods of Dynamic Tests of Generators of Excavator Electric Drive.....	102
Pokshin A.V. Possibilities of Application of Algorithms of Treatment of Indistinct Information in Excavator Data-Control Systems.....	110

MATHEMATICAL MODELING OF MINING TECHNOLOGY AND EQUIPMENT

Boyar'skikh G.A., Dergunov N.P., Starikov A.D., Chernil'sev A.G. About Monitoring of Efficiency of Railway Transport Functioning in Quarry.....	115
Shestakov V.S. Development of Procedures of Parameters Identification of Crushing Chambers of Cone Crushers.....	125
Sitnikov N.B., Trop V.A. Investigation of Criterion of Maximum Drilling Footage in Boring.....	132
Yartsev V.A., Rozhneva V.K. Numerical Modeling of Current of a Twisted Flow with a Variable of Eddy Tension.....	138
Kozhushko G.G., Semenov D.Yu., Yampol'skiy D.A. Determination of Characteristics of Conveyer Belt Damages (the second task of vibrodiagnostics).....	143

MINING MACHINES

Komissarov A.P., Suslov N.M. Hydrophication of Equipment - Reserve of Increasing Technical Level of Mining Machines.....	151
Shestakov V.S. To the Question of Designing of Hydraulic Excavator Drive.....	155
Lagunova Yu.A. Power Consumption in Crushing of Rocks by Cone Crushers UDC.....	158

<i>Gavrilova L.A., Epshtein V.Ye.</i> To the Question of Application of Power Swivel in Lowering - Hoisting Complex of Aggregates for Capital Repair of Bores.....	162
<i>Zimin A.I., Kamusik Yu.P., Zimin I.A., Gorelov Yu.B.</i> Profiling of a Crushing Chamber of Cone Crushers Accounting Depreciation by Armor.....	165
<i>Akhlyustina N.V., Khabibulin B.V.</i> Analysis of Application of Percussion Instruments in Industry.....	169

MINE MECHANICS

<i>Kosarev N.P., Timukhin S.A., Sigoshin A.V., Marushchak V.S.</i> About Forecast of Extreme Technical State of Mine Ventilators of Main Ventilation	175
<i>Kopuchev V.F.</i> Comparative Analysis of Arrangement Scheme of Surface Complexes of Main Ventilator Installations.....	177

MINE TRANSPORT

<i>Kudryavtsev A.A.</i> Investigation of Temperature Regimes of Tractive Electric Engines of Quarry Trucks on Imitation Model.....	182
<i>Mokrushin N.</i> Comparative Calculation of Parameters of Retaining Rock Bank and a Protective Wall for Quarry Roads.....	189

MINERAL DRESSING

<i>Potapov V.Ya., Tsypin Ye.P., Latyshev O.G., Medvedev Ye.I.</i> Application of Heat Physical Characteristics of Asbestos-Containing Products for Preliminary Dressing	193
<i>Zhukov D.N.</i> About Selective Components Destruction of Beryl-Containing Ore.....	196
<i>Fattakhov N.Z.</i> Investigation of Processes of Pelletizing with Monolayer Feeding of Moist Loose Materials with Lumps of -4+1 mm.....	201
<i>Fattakhov N.Z.</i> Evaluation of Possibility of Adaptation of Emerald Producing Industry to Market Relations.....	205

ELECTRIFICATION OF MINING PROCESSES

<i>Gorshikov E.V., Vozchikov S.V., Anokhin V.L.</i> Results of Testing of Devices of Power Supply System of Experimental-Industrial Sector of Diesel-Trolley Transport.....	209
Abstracts (Russian)	213
Abstracts (English)	223

ПРЕДИСЛОВИЕ

Несмотря на все финансово-экономические трудности современного этапа в стране, регионе и собственно в академии, издание «Известий», возобновленное в 1993 году, продолжается. Для серии «Горная электромеханика» данный выпуск является третьим. Можно подвести итоги и наметить некоторые планы на будущее.

Любой научный журнал целью своего существования (хотя бы подспудно) предполагает влияние на развитие своей области науки. Это можно делать, во-первых, публикуя материалы фундаментальных исследований, во-вторых, считая журнальную статью единицей научного сообщения, выполнять обзор нашей «похороненной», но еще не совсем «умершей» науки. И то, и другое присутствует в наших сборниках. Опубликованные в предыдущих номерах материалы дают достаточное представление о научных направлениях кафедр, несмотря на сильную конкуренцию при формировании журнала со стороны хорошо известных изданий: «Изв. вузов. Горный журнал» и «Уральское горное обозрение».

Во времена, когда экономика нашей страны развивается нестабильно и все внимание направлено на производство материальных благ, наука ищет свои пути выживания и развития и, как это видно по работам в наших сборниках, не стоит на месте. Среди опубликованных ранее очень заметной является работа первого редактора нашей серии Владилена Андриановича Масленникова «Математические модели технических систем «Камера дробления дробилки КМД», «Рабочий процесс дробилки КМД»». Кафедра горных машин и комплексов, возглавляемая им до 1996 года, активно представляет свои интересы на страницах нашей серии. В мае 1999 года кафедра отметила свое 60-летие. В рамках юбилейных мероприятий прошли чтения, посвященные памяти выдающегося ученого и конструктора В. Р. Кубачека. Материалы докладов нашли отражение на страницах нового выпуска.

Научными семинарами и конференциями отдали дань памяти видным деятелям науки и техники, работающим ранее в нашем вузе, кафедры горной и технической механики, посвятив их 100-летию со дня рождения А.И. Веселова и И.И. Вахрамеева. Работы их учеников и сотрудников кафедр продолжают научные традиции и делают новый вклад в развитие начатых ими научных направлений.

Заметный вклад в развитие горного производства нашего региона и всей страны сделан кафедрой автоматизации производственных процессов. Год ее рождения - 1960. Создатель и первый заведующий кафедрой А.Е. Троп - выдающийся ученый и прекрасный организатор науки. Созданная им научная школа теории и практики автоматизации горных производств выпустила около 140 кандидатов технических наук. Из них многие стали докторами наук, профессорами, организаторами новых лабораторий, кафедр, производств. Среди них и два нынешних проректора академии В.А. Лукас, Э.С. Лапин, заведующие кафедрами В.З. Козин, М.Б. Носырев и др.

Кафедра АПП в 2000 году отметит свое 40-летие. История ее развития, выдающиеся научные достижения, перспективы освещены в первом разделе данного сборника.

Отв. редактор серии доцент, канд. техн. наук Т.П. Бебенина

АВТОМАТИЧЕСКОЕ УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

УДК 378.6

А.Е.Троп

УРАЛЬСКАЯ НАУЧНАЯ ШКОЛА УПРАВЛЕНИЯ ГОРНОЙ ТЕХНОЛОГИЕЙ И ТЕХНИКОЙ

«Сейчас можно уверенно говорить, что на кафедре сложилась научная школа, исследователи которой занимаются решением теоретических и практических вопросов автоматизации горного производства на стыке науки об управлении и горной науки, рассматривая управление в единстве с технологией горного дела и обогащения полезных ископаемых, изучают технологию горного дела и обогатительных производств, горные машины и механизмы как объекты управления, осуществляют разработки и исследования, обеспечивающие техническую реализацию систем управления, создают математические модели процессов горной технологии, обогащения полезных ископаемых, горных машин и комплексов, систем управления».

«Отечества пользы для ...»: К 75-летию
Уральского горного института.—Екатеринбург,
1992.

Одним из важнейших итогов деятельности кафедры автоматизации производственных процессов как учебного, методического и научного коллектива является создание и развитие научной школы управления горной технологией и техникой.

Каждая отрасль знания (отрасль науки) характеризуется по меньшей мере двумя аспектами:

- предмет науки;
- метод (методы) науки.

Можно предложить такое определение научной школы:

Научная школа – это коллектив исследователей, объединенных единым предметом (объектом) науки и базирующих свои поиски на прогрессивных методах науки.

Объект научных исследований (предмет науки)

Объект исследований научной школы должен быть масштабным, значимым для науки. Объект исследований научной школы должен быть единым (и в то же время достаточно широким). Мелкое, узкое в научном отношении направление исследований не может являться (и никогда не является) основой для создания и развития научной школы. Определить и вместе с тем ограничить область исследований, найти, как это теперь часто говорят, свою «нишу» – в этом одна из задач научной школы.

Кафедры вузов обычно ведут учебный процесс по нескольким, достаточно изолированным дисциплинам. Соответственно профессорами и доцентами (а также аспирантами) ведутся исследования. Поэтому большинство кафедр вузов не образуют научные школы. Только тогда, когда в коллективе кафедры (факультета) выдвигается единый объект исследований, может возникнуть научная школа.

Общность предмета исследований является базой научной школы. При этом методы исследования могут быть различными.

Методы исследований

Без опоры на новейшие результаты фундаментальных наук, без современных методов исследования научная школа не может существовать.

Общность методов исследования может явиться базой научной школы при различии объектов изучения.

Коллегиальность. Преемственность научного поиска

Научная школа – коллектив. Крупную научную проблему не решают «в одиночку». Научный коллектив (кафедра, лаборатория, факультет) далеко не всегда образует научную школу, но научная школа – всегда творческий коллектив.

Очень часто научную школу отождествляют с могучим древом. Создатель, научный руководитель школы – ствол с ветвями-учениками. Такое представление неприемлемо, так как предполагает вечную принадлежность (вторичность) ветвей-учеников к стволу-учителю. Обречение на вечное ученичество губительно для научной школы. В научной школе не может существовать вечное разделение на учителей и учеников. Творческий коллектив становится научной школой, когда учителя и ученики являются коллегами, когда осуществляется их неразрывное взаимное творческое обогащение.

Характерным для научной школы является постоянный приток творческой молодежи. Научная школа – это всегда сочетание опыта и молодости. Без этого научная школа теряет преемственность и вырождается.

Коллегиальность и преемственность – важный принцип существования научной школы.

Результативность

Деятельность научной школы, творческий поиск коллектива должны давать зримый теоретический (а также прикладной – это в первую очередь относится к техническим наукам, в частности к горной науке) результат. Научная школа имеет право на это название только тогда, когда становится подлинным коллективом создателей.

Результативность – решающий фактор в деятельности каждой научной школы. Не следует при этом сводить результативность к так называемому «внедрению».

Коммуникабельность

Научная школа не может существовать и развиваться без постоянного интенсивного общения с другими научными коллективами (изучение литературы, совместные конференции, семинары, личное общение). Важной стороной деятельности коллектива научной школы является пропаганда результатов творчества, влияние на другие научные коллективы путем восприятия этими коллективами научных достижений, методов исследований. Одним из самых эффективных способов научного общения является кадровое сопровождение методов и результатов деятельности научной школы (передача высококвалифицированных работников, целевая магистратура и аспирантура, докторантура). Большое место в этой работе принадлежит научным публикациям.

Научный руководитель

Научному руководителю в становлении и деятельности научной школы принадлежит решающее значение. Требования, которые наука и жизнь предъявляют главе научной школы, непростые. Руководитель – это генератор научных идей (прежде всего главной идеи - объекта и методов исследований). Подлинный научный руководитель – это всегда катализатор научных исследований своих коллег и учеников. Он должен уметь находить в каждом элементе научного творчества членов коллектива ростки новых идей, помогать их выявлению и развитию, укреплять уверенность каждого работника, не подгрести все «под себя».

Научный руководитель должен быть и формальным (что обычно бывает), и неформальным лидером коллектива. Вместе с тем в каждой научной школе всегда имеются неформальные (локальные) лидеры, которые в силу своего научного (и часто организаторского потенциала) возглавляют отдельные направления в единой системе исследований. Только там развивается научная школа, где научный руководитель помогает становлению таких неформальных лидеров, помогает им в творческом росте, укрепляет их научный авторитет как внутри коллектива, так и вне его.

Таким образом, по нашим представлениям, признаками, которыми характеризуется научная школа, являются:

- научный руководитель - лидер, неформальные (локальные) лидеры –руководители отдельных научных направлений;
- объект научных исследований;
- методы исследований;
- коллегиальность, преемственность научного поиска;
- результативность;
- коммуникабельность, пропаганда достижений, кадровое сопровождение результатов и методов исследований.

Возникновение и деятельность научных школ, равно как и их структуры, никогда не формализуются. Научные школы не являются структурными подразделениями факультета, института и др. Никто не назначает и не может назначать организатора научной школы.

Таковы (хотя и не очень строго сформулированные) основы определения творческого коллектива в качестве научной школы.

В Уральской государственной горно-геологической академии плодотворно действуют такие научные школы.

Успешно действует и развивается в Свердловском (Уральском) горном институте - ныне Уральской государственной горно-геологической академии – научная школа «Моделирование и исследование технологических процессов горного производства и обогащения полезных ископаемых как управляемых объектов, научное обоснование систем управления», базой которой является кафедра автоматизации производственных процессов УГГА (зав.кафедрой проф. Э.С.Лапин).

Научная школа автоматизации горной промышленности возникла в СГИ (УГИ-УГГА) не случайно. Еще в 20-х годах горный механик, один из выдающихся ученых Уральского горного института, проф. А.И.Веселов обосновал необходимость автоматизации шахтного водоотлива. Он

разработал новую систему водоотлива с погруженными на уровень водосборников насосными установками, которая позволила упростить и практически реализовать автоматизацию этого важного горного комплекса. Под руководством проф. А.И.Веселова студенты разрабатывали вопросы автоматизации шахтных стационарных установок в дипломных проектах еще в 30-х годах.

Работниками института изданы первые учебники и монографии по автоматизации горной промышленности:

С.А.Волотковский и др. Основы электропривода и автоматики, 1951;

А.Е.Троп. Автоматическое управление и контроль на обогатительных фабриках, 1953;

А.Т.Блажкин. Электромашинная автоматика в горном электроприводе, 1953;

А.Е.Троп. Автоматическое управление электроприводами и механизмами на углеобогатительных фабриках, 1953. И др.

В конце 50-х годов в СГИ была создана проблемная лаборатория автоматизации горной промышленности (научные руководители проф. С.А.Волотковский, проф. А.Е.Троп), одним из первых сотрудников которой был выпускник института, а теперь профессор В.А.Лукас.

Важная роль в развитии исследований по автоматизации горной промышленности в СГИ принадлежит проф. В.Б.Уманскому, под руководством которого были выполнены исследования и защищена первая кандидатская диссертация по автоматизации (А.Е.Троп, 1945).

В 50-х годах в СГИ были выполнены и успешно защищены докторские диссертации по автоматическому управлению (А.Т.Блажкин, 1953; А.Е.Троп, 1955).

В рамках специальности „горный инженер-электромеханик“ в 1959 г. в СГИ началась подготовка горных инженеров по автоматизации. В 1960 г. в институте была создана кафедра автоматизации производственных процессов. На кафедре открыта аспирантура.

Таким образом, в СГИ (УГИ-УГГГА) были созданы предпосылки для становления научной школы автоматизации горной промышленности. Это становление проходило одновременно, в неразрывной связи с созданием и развитием кафедры автоматизации производственных процессов. Конечно, научная школа никогда организационно не оформлялась. В этом не было и нет необходимости, и практически это невозможно. Научная школа или существует (создается, развивается), или ее нет. Приказом ее не создают.

Изучение состояния исследований по автоматизации горной промышленности и фактического положения дела на горных предприятиях позволило выявить наиболее перспективную область производства, где возможно эффективное осуществление автоматического управления. Такой областью горного производства представилась технология и техника обогащения полезных ископаемых. На горных предприятиях Урала процессам обогащения уделялось большое внимание. Действовали фабрики по обогащению медных руд (Красноуральск, СУМЗ, Кировград), железосодержащих руд (Тагил, Серов, Магнитогорск и др.), асбеста, углеобогатительные фабрики (Копейск, Губаха), дробильные фабрики на предприятиях по добыче строительных материалов и многие другие. Автоматизация на этих предприятиях находилась на низком уровне. Фактически все сводилось к дистанционному включению электроприводов, осуществлению простейших блокировок и защиты приводов. Исследовательских работ по управлению технологическими процессами и механизмами обогащения практически не проводилось. Научный потенциал соответствующих подразделений (если они вообще существовали) был невысок.

Это обусловило решение избрать в качестве одного из основных направлений исследований вновь образованной кафедры автоматизации производственных процессов теорию и технику управления технологическими процессами обогащения.

К этим исследованиям удалось сразу привлечь талантливых молодых специалистов – В.М.Аршинского, В.З.Козина, В.А.Лукаса, Е.В.Прокофьева, Р.Е.Леонова и других. Первые выпускники кафедры АПП в 1961 г. и последующие годы увлеклись этими идеями.

Очень важно, что идеями кафедры АПП по автоматизации обогатительных технологий [дробление, сортировка (грохочение), классификация, разделительные процессы (флотация, сепарация и др.), обезвоживание, сушка и др.] заинтересовались предприятия. Обогатительные фабрики, горно-обогатительные комбинаты обеспечили финансирование этих исследований,

представили возможность осуществления экспериментов, технической реализации разработок. Это обеспечило интенсивность работ, привлечение для исследований большого коллектива.

Так определился объект исследований научной школы. В дальнейшем сфера деятельности коллектива расширилась, но управление процессами обогащения полезных ископаемых длительный период оставалось основным объектом научного исследования коллектива.

Одновременно определились и методы исследования. Основным методом исследования являлось математическое моделирование управляемых технологических процессов. Для построения модели применялись аналитические и экспериментальные (пассивный и активный эксперимент) исследования на основе системного анализа.

Модели технологических процессов реализовались и изучались на ЭВМ – первоначально аналоговых, а затем, по мере расширения лабораторной базы, на цифровых. Использовались также аналого-цифровые и цифро-аналоговые модели. Значительное место в изучении управляемости горно-технологических процессов принадлежит математико-машинному эксперименту.

В процессе исследования применялись также экспертные методы, методы распознавания образов, экспертно-статистические методы и др. В последние годы по инициативе проф. В.А.Лукаса в исследованиях применяется изучение технологических процессов как объектов управления методами нечетких множеств (лингвистические методы).

Таким образом, основой исследований коллектива уже на первых этапах становления являются методы моделирования управляемых объектов.

Широкому использованию математического моделирования управляемых горно-технологических процессов способствовало развитие материальной базы кафедры АПП, которая явилась основой научной школы. Лаборатории кафедры были оснащены аналоговыми и цифровыми ЭВМ, на базе проблемной лаборатории автоматизации горной промышленности был создан институтский вычислительный центр. Значительную помощь в развитии материальной базы кафедры, равно как и общему росту объема и уровня научных исследований коллектива, оказывал проректор института по научной работе проф. А.Т.Кмитовенко.

Развитие научных связей с горными предприятиями, научно-исследовательскими и проектными институтами потребовало расширения направленности исследований коллектива (см.схему).

Уже с самого зарождения научной школы начались и успешно развивались исследования автоматического управления технологическими процессами и механизмами разработки россыпных месторождений драгами. Свердловский горный институт был одним из немногих вузов, где проводились исследования и готовились инженеры для дражной разработки на приисках. Естественно было включить в эти исследования и вопросы автоматического управления. В стране этими вопросами занимались только работники НИИ-1 (Магадан). На кафедре АПП работы по исследованию проблемы управления драгами, где сочетаются процессы добычи (многочерпаковая экскавация) и обогащения, начал аспирант (а затем кандидат и доктор технических наук, профессор) Г.А.Багаутинов.

Другим направлением научных исследований коллектива явился автоматизированный электропривод горных машин. Работы по автоматизированному приводу экскаваторов проводил ученик проф. А.Т.Блажкина, зав.кафедрой электротехники доц. И.Н.Голомидов. Ему удалось создать коллектив исследователей, куда входили: М.Г.Пирушко, Ю.М.Иржак, В.С.Головин и многие другие. К сожалению, безвременная кончина Ильи Николаевича прервала его деятельность. Однако в рамках научной школы творчество этой группы успешно развивалось. На разных этапах эти исследования возглавлялись доц. М.Г.Пирушко, проф. М.Б.Носыревым. В настоящее время эти работы успешно продолжают доц. А.Л.Карякин, доц. А.Г.Бабенко и др.

Большое внимание коллектив уделял исследованию управляемого процесса бурения. Инициатором этих работ явился аспирант (теперь доктор технических наук, профессор, зав.кафедрой Челябинского государственного политехнического университета) Р.Х.Гафиятуллин. В группу исследователей входили аспиранты А.А.Жуковский (теперь доктор технических наук), А.Д.Хмелевцев и др. Другая группа, возглавляемая доц. Ю.П.Марасановым (бывшим аспирантом кафедры), проводила эти исследования на карьерах "Ураласбеста".

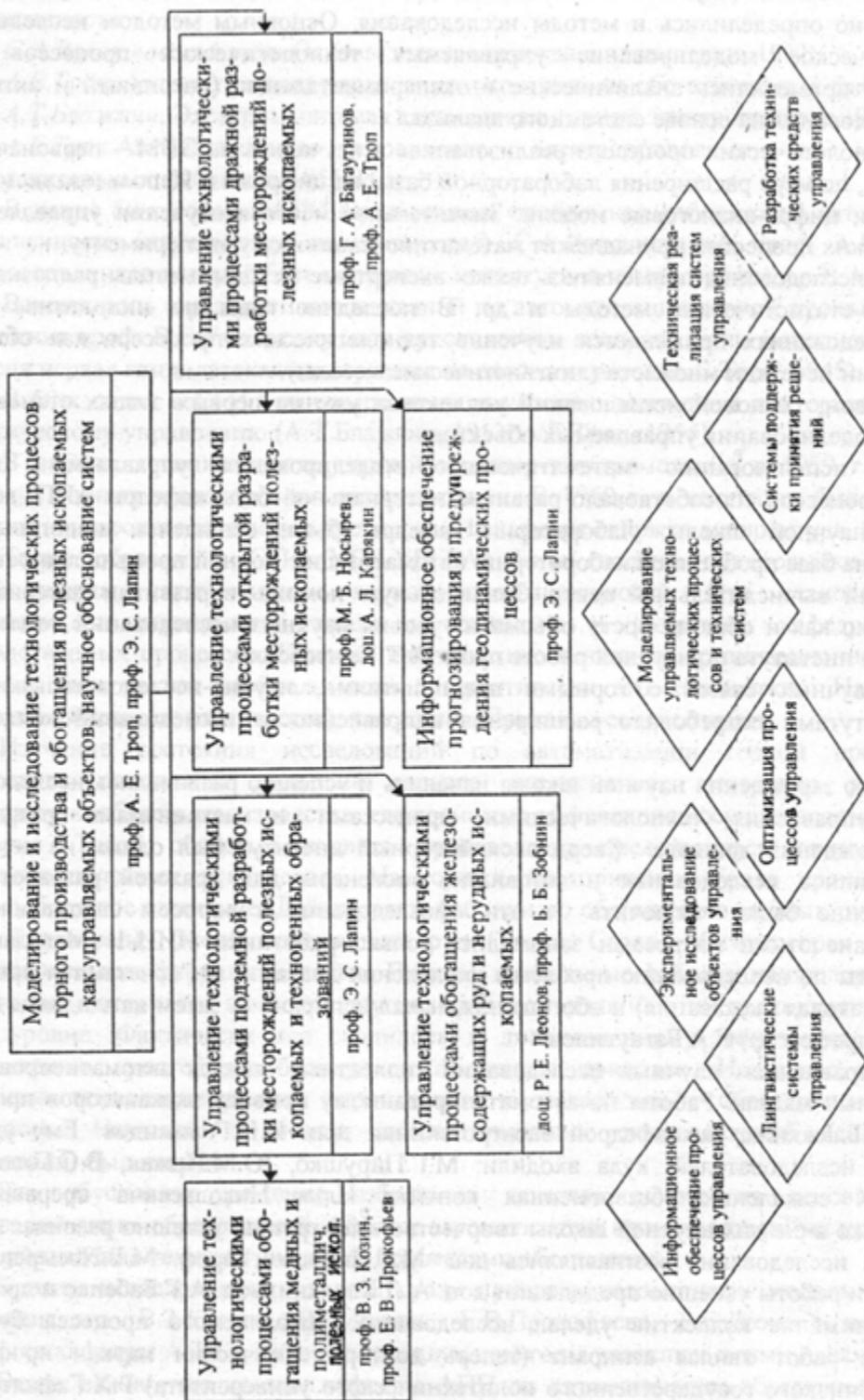


Схема научной школы управления горно-технологическими процессами Уральской государственной горно-технологической академии

Интересные исследования управления шахтными подъемными установками выполнены лично Э.С.Лапиным и возглавляемым им коллективом (В.А.Макаров, В.Н.Курдин, А.В.Соломахин и др.).

Основным принципом деятельности коллектива научной школы является коллегиальность, преемственность научного поиска. В коллективе детально обсуждались каждое направление исследований, отдельные этапы работ, методы исследования. Трудоемкие экспериментальные исследования осуществлялись большими группами аспирантов, научных сотрудников и инженеров, а также студентами. Характерным примером преемственности объектов и методов исследования является, например, цепочка – В.М.Аршинский – Е.В.Прокофьев – В.В.Тимухина – И.Ф.Ольховский. Таких “цепочек” в коллективе много. Характерным является широкое участие студентов в исследованиях.

Уходили (или теряли позиции) одни неформальные лидеры. На их место жизнь выдвигала других. Их никто не назначал – они становились лидерами в силу своего творческого потенциала. Некоторые направления вообще не получали развития в коллективе (например, применение радиоизотопов для контроля технологических процессов). Другие развивались слабо. Зато развивались и крепились направления, составляющие основу научного творчества коллектива.

Научный коллектив, деятельность которого основана на коллегиальности, на преемственности творческого поиска, не может не развиваться.

В последние годы по инициативе и под руководством проф. Э.С.Лапина осуществляются исследования по проблеме “Идентификация опасных явлений на горных предприятиях, их прогнозирование и создание интегрированных информационных управляющих систем”. Внезапные выбросы газов и угля, взрывы и эндогенные пожары представляют чрезвычайную опасность при подземной разработке месторождений. Выявлять степень опасности, прогнозировать ее и предотвращать эти явления до сих пор в полной мере не удается, что, в частности, связано с недостаточной информационной обеспеченностью. Горная промышленность, в частности угольная, крайне заинтересована в изучении этой проблемы. Эти работы выполняются коллективом в составе проф. Э.С.Лапина, доцентов А.Г.Бабенко, Р.Е.Леонова, А.Л.Карякина, И.Ф.Ольховского, к.т.н. В.В.Матвеева и других.

Результаты научных исследований коллектива достаточно известны. Поскольку работы финансировались горными предприятиями – горно-обогатительными комбинатами, карьерами, обогатительными фабриками, приисками – они оценивали полученные технические результаты. Научные результаты представлялись на суд общественности в виде публикации, докладов на конференциях и семинарах и, конечно, в виде выполненных и представленных к защите диссертационных работ. Около 150 кандидатских диссертаций защитили аспиранты и соискатели, 10 из них в последующем защитили докторские диссертации. Эти цифры говорят сами за себя.

Большое внимание коллектив уделяет пропаганде научных и технических разработок и методов исследования. Систематически издаются сборники научных трудов по проблеме управления в горной промышленности, проводятся научные конференции и семинары. Представительная научная конференция проведена на Качканарском ГОКе. Совместно с НИИтяжмаш УЗТМ проведена конференция по теоретическим вопросам горного электропривода. В 1992 г. по поручению интернационального Комитета по автоматизации в горном деле ICAMS проведена 11-я Международная конференция. На конференции представлены доклады научных работников Англии, Китая, Франции, Польши, ЮАР, Болгарии, Швеции, Чехии, Словакии, Казахстана, Украины, Азербайджана, Белоруссии, Узбекистана, Киргизии. Наиболее широко на конференции были представлены работы российских специалистов: С-Петербургского государственного горного института (технического университета), Московского ГГУ, УГГГА, Иркутского ГГУ, институтов РАН, НИИ “Цветметавтоматика”, ВНИИгалургии, Гипроуглеавтоматизация, НПО ЦНИИКА, УЗТМ, “Севуралбокситруда”, “Уралэнергоцветмет” и др. С докладами от УГГГА выступили Э.С.Лапин, М.Б.Носырев, В.А.Лукас, А.Г.Бабенко, В.П.Барановский и другие.

В 1995 г. по поручению Российского национального комитета по автоматизации в горной промышленности, Государственного комитета по высшему образованию РФ, Уральской государственной горно-геологической академии проведена научно-техническая конференция

“Системы и средства контроля состояния шахтной атмосферы”. На конференции представлены доклады научных работников России, Украины, Узбекистана, Польши, Франции. Проведение этой конференции в УГГГА – свидетельство признания высокого уровня исследований коллектива по идентификации геодинамических процессов и созданию интегрированных информационно-управляющих систем.

Эффективным средством распространения результатов и методов исследования являются кадры. Воспитанники коллектива работают в НИИ “Уралцветметавтоматика”, НИИПроектасбест, НИИтяжмаш УЗТМ, Сибцветметавтоматика, ПО “Цветметналадка”, НИИОГР, на кафедрах Свердловского государственного инженерно-педагогического университета (СИПУ), Уральского государственного экономического университета (УрГЭУ), Красноярского государственного технического университета и др. вузов. В Уральской государственной горно-геологической академии нашими выпускниками укомплектованы кафедры информатики, электротехники; они трудятся в коллективах кафедр электрификации горной промышленности, обогащения полезных ископаемых и др.

Научный потенциал творческого коллектива создан трудами профессоров Э.С.Лапина, В.А.Лукаса, Е.В.Прокофьева, А.Е.Тропа, воспитанников аспирантуры и докторантуры Г.А.Багаутинова (ныне кафедра ЭПП УГГГА), Р.Х.Гафиятуллина (ныне ЧГТУ, г.Челябинск), Б.Б.Зобнина (кафедра информатики УГГГА), В.З.Козина (кафедра ОПИ УГГГА), М.Б.Носырева (кафедра информатики УГГГА), Б.Н.Кравца (кафедра ОПИ УГГГА), доцентов, кандидатов технических наук А.Л.Карякина, Р.Е.Леонова, В.Н.Ефремова, А.Я.Комарова, В.П.Барановского, С.Н.Скобцова, А.Г.Бабенко, В.И.Белокрылецкого, И.Ф.Ольховского, В.М.Марасанова, В.В.Матвеева, М.Г.Пирушко, В.М.Аршинского, Ю.П.Марасанова, М.Г.Фиалко, трудами бывших аспирантов и сотрудников: Ю.С.Петрова, В.В.Тимухиной, И.П.Буняк, С.Н.Чумака, Н.Б.Онучина, А.В.Соломахина, М.Н.Поршнева, В.А.Боровкова, К.М.Абубакирова, Е.Е.Блинова, Ю.М.Хахина, Н.В.Старцева, Ю.А.Тренина, В.М.Белуженко и др.

Общим направлением научных исследований коллектива в настоящее время является управление технологическими процессами и техникой, идентификация геодинамических процессов, их прогнозирование и предупреждение, научное обоснование интегрированных информационно-управляющих систем в горной промышленности.

В рамках этой проблемы работы ведутся по следующим направлениям:

- математическое моделирование геодинамических процессов как объектов управления (информационное обеспечение прогнозирования и предупреждения);
- информационное обеспечение и управление технологическими процессами обогащения полезных ископаемых;
- математическое моделирование и управление процессами, реализуемыми горными машинами с электрическими приводами.

Научная школа не фиксирует даты своего зарождения. Незаметно она завершает свой путь, исчерпав научный потенциал. Поэтому научные школы не отмечают свои “круглые” даты. Сорокалетие кафедры автоматизации технологических процессов – это наша общая памятная дата.

Коллектив научной школы, базой которой является кафедра автоматизации производственных процессов Уральской государственной горно-геологической академии, продолжает поиск.

В.П.Барановский

О РЕАЛИЗАЦИИ МНОГОУРОВНЕВОЙ СИСТЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ НА КАФЕДРЕ АВТОМАТИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ

С сентября 1993 года кафедра (как и вся академия) приступила к реализации многоуровневой системы высшего образования. В соответствии с лицензией Госкомвуза России кафедра имеет право вести подготовку по одному направлению (550200 - "Автоматизация и управление") высшего профессионального образования (бакалавриат); по одному направлению (550200) и двум специализациям магистерской подготовки: 550207 - "Распределенные компьютерные информационно-управляющие системы", 550208 - "Автоматизация технологических процессов и производств"; одной специальности (210200 - "Автоматизация технологических процессов и производств") высшего профессионального образования; одной научной специальности (05.13.07 - "Автоматизация технологических процессов и производств" (по отраслям)) послевузовского образования.

По направлению бакалавриата с 1993 года осуществляется ежегодный прием на очную (около 30 человек) и с 1994 года на заочную (около 30 человек) формы обучения. В 1997 году на магистерскую подготовку очной формы обучения принято 2 человека, в 1998 году - 1 человек.

На кафедре с 1993 года осуществляется подготовка специалистов в сокращенные сроки очного обучения (для выпускников средних специальных учебных заведений). Выпускники техникумов проходят в академии дополнительный (летний) семестр, а после успешной сдачи соответствующих экзаменов зачисляются на 3-й курс для дальнейшего обучения.

Подготовку специалистов на кафедре осуществляет 4 профессора и 10 доцентов.

Учебный план, разработанный кафедрой в 1993 году в соответствии с Государственным образовательным стандартом направления, был составлен только для подготовки бакалавров и без учета спецподготовки. В дальнейшем, с появлением Государственного образовательного стандарта специальности и вновь введенной в академии военной подготовки, учебный план был дважды скорректирован. К сожалению, образовательные стандарты направления и специальности, составленные в разное время различными коллективами, по некоторым позициям не стыкуются. В последнем скорректированном варианте единого учебного плана направления и специальности кафедра усилила блоки экономических и компьютерных дисциплин. В экономические дисциплины вошли "Экономика", "Экономика предприятия", "Менеджмент", "Анализ финансовой деятельности предприятия"; в блок компьютерных - "Информатика", "Прикладное программирование", "Машинная графика", "Моделирование систем управления", "ЭВМ и

вычислительные системы". В этом учебном плане предусмотрены 4 установленных стандартами цикла дисциплин: гуманитарных и социально-экономических (ГСЭ), математических и естественно-научных (ЕН), общепрофессиональных дисциплин направления (ДН) и специальных дисциплин (СД). Последний цикл состоит из специальных дисциплин бакалавриата (СД-Б) и специальных дисциплин инженерной подготовки (СД-И).

Цикл ГСЭЖ включает в себя 12 дисциплин, в том числе 11 обязательных по стандарту и одну дисциплину, установленную вузом, – "Менеджмент".

Цикл ЕН состоит из 8 дисциплин, из них 6 по стандарту и две установлены вузом: "Системный анализ" и "Теория оптимизации".

Цикл ДН состоит из 14 дисциплин, из них 12 по стандарту и две установлены вузом: "Основы проектирования" и "Микропроцессорная техника".

Объединенный цикл СД состоит из 4 дисциплин цикла СД-Б и 7 дисциплин цикла СД-И.

Учебным планом предусмотрены дисциплины по выбору. Так, в цикле специальных дисциплин инженерной подготовки (СД-И) можно выбрать дисциплину СД-И.05,а – "Управление технологическими объектами" или СД-И.05,б – "Компьютерные управляющие системы", что приведет соответственно (для выбравших дисциплину СД-И.05,а) к изучению дисциплины СД-И.06,а – "Автоматические измерения и технологический контроль" или дисциплины СД-И.06,б – "Компьютерные управляющие системы".

В соответствии с учебным планом студенты в рамках бакалаврской подготовки проходят 3 практики: учебную на ВЦ, первую производственную, вторую производственную, а в рамках инженерной подготовки – производственную квалификационную.

Из 45 дисциплин учебного плана направления и специальности 19 дисциплин читаются преподавателями кафедры.

Учебный план магистерской подготовки, разработанный на кафедре, предусматривает изучение магистрантами на 9-м семестре (помимо своих специальных дисциплин) учебных дисциплин, которые проходят будущие инженеры. Предполагалось, что это даст возможность после окончания магистратуры защитить еще и диплом инженера. К сожалению, на практике это реализовать не удалось, так как Закон об образовании позволяет получить только одно бесплатное высшее образование.

По направлениям (бакалавров и магистров) и специальности, реализуемым на кафедре согласно лицензии, составлены профессионально-образовательные учебные программы, которые включают в себя Государственные образовательные стандарты и дополнительные требования по специальной подготовке. Дополнительные требования представляют собой вузовскую компоненту Государственного образовательного стандарта и являются обязательными для выпускников.

Учебные программы дисциплины общепрофессионального и специального циклов разработаны ведущими преподавателями кафедры на основе Государственного образовательного стандарта и в основном являются оригинальными авторскими программами, включающими результаты научных разработок кафедры.

В 1997 году кафедрой были выпущены первые бакалавры очного обучения – 35 человек, из них двое не рекомендованы Государственной аттестационной комиссией для получения инженерного образования как не проявившие в период обучения способности и не показавшие твердые знания. В 1998 году квалификацию бакалавра получили 27 человек очной формы обучения, в 1999 году – 31 человек (из них 5 человек ГАК не рекомендовала для получения инженерного образования). В 1998 году кафедрой выпущено 28 инженеров очной формы подготовки, в 1999 году – 27. В 1999 году 2 человека успешно защитили магистерские диссертации. В 1999 году на кафедре прошел первый выпуск бакалавров заочной формы обучения (18 человек).

В апреле 1998 года кафедра успешно прошла Государственную аттестацию.

Что дала, на мой взгляд, новая система подготовки специалистов? Усилилась мотивация к получению именно инженерного образования. Выборочный опрос студентов-очников показал, что все они хотят получить инженерное образование, так как считают, что вопросы дальнейшего трудоустройства намного легче решить инженеру, чем бакалавру. Причем опрос показал, что у ребят отсрочка еще на год от службы в армии стоит на втором месте. Все студенты (из трех выпусков) к окончанию бакалаврской подготовки изъявляют желание продолжить образование. А о студентах заочного обучения и говорить не приходится, так как на предприятиях, где они работают, нужны инженеры, а не бакалавры. Новая система создала среди студентов здоровую конкуренцию за право получения бесплатного полного высшего образования, в результате чего успеваемость студентов, в среднем, улучшилась. Новая система стимулирует студентов к работе уже на промежуточном этапе (при подготовке и защите выпускной квалификационной работы бакалавра), что обуславливает улучшение качества выпускной квалификационной работы инженера.

Э.С.Лапин, А.Г.Бабенко, С.Э.Лапин

ПРИНЦИПЫ РАЗВИТИЯ СИСТЕМ КОНТРОЛЯ БЕЗОПАСНОСТИ И АВТОМАТИКИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

Введение

Одной из основных проблем, существующих на предприятиях с подземной добычей полезных ископаемых, остается обеспечение контроля и управления безопасностью ведения горных работ. Большинство из используемых в настоящее время систем газового контроля и защиты, телеизмерения, телесигнализации, телеуправления и шахтной автоматики, обеспечивающих выполнение всех задач контроля и управления, были разработаны и внедрены более 20 лет назад. В настоящее время на шахтах используются системы "Метан" для реализации задач автоматического газового контроля (АГК) и защиты (АГЗ), "Ветер 1М" для централизованного диспетчерского управления технологическим оборудованием и аппаратами электроснабжения, АУК для автоматического управления конвейерами, АПТВ, УКАВ, ВАВ и другие системы для автоматизации проветривания, водоотлива и т.д.

Система "Метан" состоит из наземной стойки приема информации (СПИ) и до 24 подключаемых к ней подземных аппаратов сигнализации (АС), к каждому из которых может быть подключено до трех датчиков концентрации метана. Каждый датчик может быть использован как источник аналогового сигнала о концентрации метана и как источник дискретного сигнала, свидетельствующего о превышении в точке измерения заданной предельной концентрации. Каждый АС может передавать на наземную стойку один аналоговый и три дискретных сигнала. В системе используются токовые сигналы 0...5 мА для передачи результата аналогового измерения с наложенными на него сигналами напряжения 80...500 мВ и частотами 14, 20, 26 кГц для передачи дискретных сигналов, что позволяет уплотнить каналы связи и по двум проводам передавать информацию от трех датчиков. Подземная аппаратура системы "Метан" запитывается от местных источников электроэнергии, что не позволяет обеспечить контроль газового состояния в аварийных ситуациях, для которых характерны отсутствие электроснабжения в горных выработках и высокие концентрации метана, которые могут превышать, как показала практика, максимально возможные для датчиков системы "Метан" (2.5 %) в несколько раз.

Система "Ветер" и ее модификации позволяют реализовать централизованный контроль и управление различным оборудованием с помощью наземного пульта управления (ПУ), к которому могут быть подключены до 10 подземных контрольных пунктов (КП). Каждый КП обеспечивает

передачу на поверхность земли и с поверхности под землю трех дискретных сигналов. Сигналы, передаваемые с поверхности под землю, используются как команды управления. В системе "Ветер" уплотнение каналов связи между ПУ и КП достигается за счет периодического последовательного опроса КП, т.е. за счет их временного мультиплексирования.

Все остальные используемые на шахтах системы автоматики являются локальными, но имеют интерфейс с системой "Ветер", что позволяет строить на их основе системы диспетчерского контроля и управления, и в некоторых случаях с аппаратами сигнализации системы "Метан" для обеспечения газовой защиты. Так, например, для проветривания тупиковых выработок используется аппаратура АПТВ, применять которую необходимо с контрольными пунктами системы "Ветер" и аппаратами сигнализации системы "Метан".

Известны зарубежные шахтные информационно-управляющие системы (ШИУС) [1-4, 6-8], которые обеспечивают решение следующих задач: контроль газового состава рудничного воздуха и скорости его движения; контроль и управление вентиляционным (вентиляторы, шлюзы) и технологическим оборудованием (комбайны, конвейеры), системами электро- и пневмоснабжения. ШИУС объединяют в себе функции систем автоматической газовой защиты и контроля, автоматического проветривания тупиковых выработок, автоматического управления конвейерами, телеуправления и телесигнализации. Особое место занимают интегрированные системы контроля и управления, которые, кроме перечисленных функций, обеспечивают управление всем циклом производства от проходки выработок до отгрузки готовой продукции. Такие системы автоматизируют подавляющее большинство процессов, включая состояние противопожарной системы, подготовку воды, орошение и т.п., контролируют положение и техническое состояние механизированной крепи, проходческих, добычных комбайнов, транспортных средств и обеспечивают раннее распознавание пожаров, контроль и оптимизацию потребления электроэнергии, управление транспортными системами, оптимизацию добычи полезного ископаемого, учет персонала, организацию труда и т.д.

Очевидно, что ШИУС, используемые для обеспечения безопасности ведения горных работ, должны соответствовать действующим нормативным документам. Правила безопасности в угольных шахтах [5] определяют ПДК для пыли, оксида углерода, оксида и диоксида азота, сернистого ангидрида, сероводорода, что делает желательным постоянный контроль этих газов, максимально и минимально возможные скорости воздуха для различных выработок. Там же сформулированы требования централизованного контроля положения вентиляционных дверей и состояния вентиляторных установок, постоянного ведения книги учета работы вентиляторных установок, книги замера метана и учета загазования (углекислого газа), вентиляционного журнала. Также требуется производить расчет расхода воздуха и депрессии, проверку устойчивости проветривания и расчет вентиляции, должен осуществляться прогноз прорывов метана, контроль за ранними признаками самонагревания (самовозгорания) угля. Все это требует

контроля содержания метана, оксидов и диоксидов углерода и азота, кислорода, водорода, тяжелых углеводородов, температуры, влажности и скорости воздуха, проведения депрессионных съемок и т.д.

Действующие правила требуют постоянного контроля только содержания метана и в некоторых случаях скорости воздуха, все остальные параметры могут контролироваться периодически. Можно предположить, что правила написаны с учетом ограничений, накладываемых техническими характеристиками существующих средств аэрогазового контроля. Кроме того, известные методы и алгоритмы оценки и прогноза состояния горно-технологического объекта и безопасности горных работ ориентированы на использование устаревшего оборудования и в большинстве случаев не соответствуют современному уровню развития науки и техники. Научными коллективами России и других стран разработаны, но не используются из-за отсутствия или ограниченности технических средств "развитые" алгоритмы газового контроля, защиты (динамические, вероятностные и т.п.), управления и прогноза. Разработка новых методов и алгоритмов затруднена также из-за отсутствия необходимого количества априорной информации.

В силу морального и физического износа эксплуатируемых в настоящее время систем, расположения заводов - изготовителей за пределами России, а также невозможности выполнения с их помощью новых задач, выдвигаемых руководством угольных предприятий, и решения на современном уровне задач обеспечения безопасности возникает актуальная проблема развития, модернизации действующих шахтных информационных и управляющих систем, пути решения которой предлагаются авторами статьи.

Особенности и цели модернизации

Перечислим основные характеристики используемых в настоящее время систем аэрогазового контроля, телеуправления, телеизмерения и телесигнализации и шахтной автоматики.

1. Основной функциональной характеристикой используемых в настоящее время систем является их узкая специализация, которая определена используемой элементной базой и схемотехническими решениями. Так, система "Метан" обеспечивает только контроль концентрации метана в горных выработках, газовую защиту электрооборудования в этих выработках и одностороннюю передачу информации в диспетчерскую, АПТВ - только местное автоматическое управление проветриванием тупиковых выработок, АУК - только местное автоматическое управление конвейерами и т.д. Система "Ветер" может подключаться к другим техническим средствам, т.к. по существу представляет собой лишь средство двунаправленной передачи информации.

2. Алгоритмы контроля и работы объектов реализуются на схемотехническом уровне, т.е. в виде релейных и электронных аналоговых схем, что принципиально ограничивает вычислительную мощность существующих систем и возможность изменения их алгоритмического обеспечения. В некоторых системах предусмотрена возможность изменения только параметров в неизменных алгоритмах контроля и управления, таких, как пороги срабатывания защит, выдержки времени и т.п.

3. Для большинства систем характерна двухуровневая структура (рис.1), основанная на использовании одного наземного устройства (СПИ в системе «Метан» или ПУ в системе «Ветер»), к которому подключено несколько подземных концентраторов сигналов (АС системы «Метан» или КП системы «Ветер»), к каждому из которых в свою очередь подключается несколько источников и приемников информации. В рассматриваемых системах обработка информации и выработка сигналов противоаварийного управления происходит на месте измерения, т.е. в горных выработках, однако информация, собираемая на наземных устройствах, не подвергается обработке и, по существу, не используется для решения задач идентификации и прогноза и предотвращения опасных геодинамических явлений и пожароопасности. Двухуровневая структура для специфических условий подземных горных работ до сих пор не потеряла свою актуальность, о чем свидетельствуют публикации, описывающие современные компьютерные системы шахтной автоматики [1-4, 6-8], подавляющее большинство из которых также являются двухуровневыми.

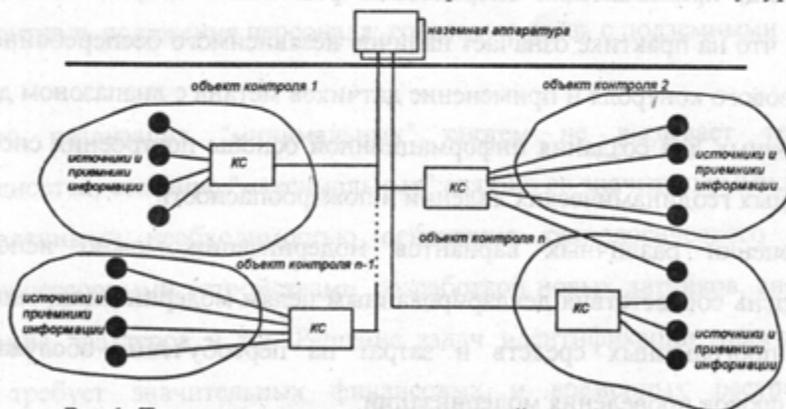


Рис. 1. Типовая структура двухуровневой системы

(КС - концентраторы сигналов и устройства обработки информации)

4. Время создания, элементная база и двухуровневая структура предопределили схемотехнические решения, которые были положены в основу средств передачи информации, - это токовые и частотные сигналы с частотным уплотнением каналов связи или их временным мультиплексированием. При этом по линиям связи передаются аналоговые или дискретные сигналы, но не цифровые коды, что принципиально ограничивает их пропускную способность. В современных компьютерных системах используются более совершенные цифровые технологии передачи информации.

5. Системы являются "закрытыми", т.е. они не обладают информационной совместимостью друг с другом, исключением, с оговорками, можно считать систему "Ветер", которая позволяет передавать лишь дискретные сигналы. Также действующие системы не совместимы с современными компьютерными информационными системами, что не позволяет использовать собираемую информацию для эффективного управления производством и решения задач идентификации и прогноза опасных геодинамических явлений и пожароопасности.

6. До сих пор существующие технические средства позволяли создавать достаточные с точки зрения требований обеспечения безопасности, но ограниченные по функциональным возможностям системы контроля, защиты и управления. Можно предположить, что действующие системы в силу своей технической отсталости становятся препятствием на пути разработки и внедрения новых алгоритмов контроля, управления и обеспечения безопасности горных работ.

На основании вышеизложенного можно определить цели модернизации: выполнение существующих требований действующих нормативных документов и возможность реализации перспективных требований без изменения технической базы систем, т.е. обеспечение возможности дальнейшей модернизации; минимизация состава технических средств, реализующих типовые функции систем аэрогазового контроля, телеуправления, телеизмерения, телесигнализации и шахтной автоматики и гарантирующих выполнение требований безопасной эксплуатации шахты; обеспечение лиц, принимающих оперативные решения в аварийной обстановке достоверной информацией, что на практике означает наличие независимого бесперебойного электроснабжения систем аэрогазового контроля и применение датчиков метана с диапазоном до 100 %; возможность накопления данных для создания информационной основы построения систем идентификации и прогноза опасных геодинамических явлений и пожароопасности.

Для оценки различных вариантов модернизации можно использовать следующие критерии: степень соответствия декларированным целям модернизации; минимизацию стоимости технических, программных средств и затрат на переобучение обслуживающего персонала; оптимизацию сроков проведения модернизации.

Варианты модернизации

Можно предложить несколько возможных вариантов модернизации действующих в настоящее время систем аэрогазового контроля. Модернизации могут подвергаться следующие элементы, характерные для двухуровневой структуры (см.рис.1): источники и приемники информации (датчики и исполнительные устройства), подземные концентраторы сигналов, системы передачи информации, наземная аппаратура.

Модернизация может касаться технического, алгоритмического, организационного и нормативного обеспечения. Также важными являются временные характеристики модернизации - модернизация может быть единовременной или постепенной.

Кроме того, необходимо определить функции, которые должна выполнять модернизированная ШИУС. Можно говорить о системе с минимальным и максимальным перечнем функций. "Минимальная" система должна обеспечивать: мониторинг параметров шахтной атмосферы и микроклимата; автоматическую газовую защиту; мониторинг состояния основного и вспомогательного технологического оборудования, систем электроснабжения, гидроснабжения и пневмоснабжения; местное и централизованное, ручное, автоматизированное и автоматическое управление основным и вспомогательным технологическим оборудованием, системами электроснабжения, гидроснабжения и пневмоснабжения (проставление тупиковых выработок, управление водоотливом, конвейерными, калориферными, вентиляционными установками и т.д.); отображение и хранение информации о состоянии контролируемого горно-технологического объекта.

"Максимальная" система должна обеспечивать выполнение функций "минимальной" и дополнительно: контроль положения и технического состояния механизированной крепи, проходческих, добычных комбайнов и транспортных средств; местное и централизованное управление всеми технологическими процессами добычи угля; мониторинг состояния угольных пластов, горного давления и смещения горных пород; мониторинг состояния выработанного пространства; прогнозирование пожаро-, взрыво-, ударо- и выбросоопасности; контроль и оптимизацию потребления электроэнергии, управление транспортными системами; оптимизацию добычи угля; учет и контроль положения персонала; голосовую связь с подземными пунктами и т.д.

Очевидно, что реализация "минимальных" систем не вызывает технических и организационных трудностей, создание "максимальных" связано со значительными капитальными вложениями, обусловленными необходимостью оснащения технологического оборудования встроенными микропроцессорными устройствами, разработкой новых датчиков, систем контроля положения оборудования, шахтеров и т.д. Решение задач идентификации, прогнозирования и оптимизации также требует значительных финансовых и временных ресурсов. Поэтому целесообразным представляется использование систем, реализующих минимальный перечень функций, с постепенным и постоянным расширением их перечня за счет разработки новых технических средств, алгоритмов обработки информации, организационного и нормативного обеспечения.

Первый вариант модернизации основан на использовании существующей системы передачи информации, подземных концентраторов сигналов и наземной аппаратуры и заключается в расширении перечня контролируемых параметров. Для подключения к существующим подземным концентраторам сигналов (например, аппаратам сигнализации для системы "Метан") могут быть разработаны новые или модифицированы существующие датчики оксида углерода, водорода, кислорода, давления, влажности и т.д., которые должны

соответствовать электрическим параметрам существующих подземных концентраторов сигналов, при этом сами подземные элементы и системы связи остаются без изменения. К недостаткам такого варианта можно отнести: наличие ограничений на количество контролируемых параметров из-за малой информационной емкости подземных концентраторов сигналов; сохранение узкой специализации модернизируемых систем, т.е. необходимость использования различных технических средств для функций шахтной автоматики; невозможность реализации новых алгоритмов контроля и управления; невозможность работы в аварийных ситуациях при исчезновении электроснабжения горных выработок; информационная "закрытость". Однако этот вариант характеризуется расширением перечня контролируемых параметров, минимальной стоимостью технических средств и затратами на обучение, отсутствием изменений в организационной структуре служб эксплуатации и новых нормативных документов. Кроме этого, такая модернизация может проводиться перманентно.

Второй вариант основывается на предыдущем и заключается не только в модернизации источников информации, но и использовании наземного компьютерного комплекса с устройствами интеграции существующих телеметрических систем в единый шахтный информационно-управляющий компьютерный комплекс, при этом системы передачи информации остаются без изменения. Этот вариант имеет все достоинства и все недостатки первого, кроме информационной "закрытости". Второй вариант требует изменения нормативных документов, связанных с использованием компьютерной техники для отображения и хранения информации.

Третий вариант модернизации состоит в полной и одновременной замене существующих телеметрических и локальных автоматических систем на компьютерные многофункциональные информационно-управляющие системы, заключающейся в установке всего комплекса аппаратуры современной ШИУС и одновременном демонтаже действующей системы. Этот вариант обладает серьезными недостатками. Его высокая стоимость и необходимость приостановки горных работ делает этот вариант практически не реализуемым для большинства работающих угольных предприятий. Вариант также требует быстрого перехода всего обслуживающего персонала на принципиально новые технические средства, а управленческого персонала - на новый уровень систем шахтной автоматики и информационного обеспечения. Такая модернизация требует организационной и нормативной поддержки, однако позволяет минимизировать состав технических средств систем аэрогазового контроля и шахтной автоматики, предоставляет возможность постоянного расширения функций системы за счет использования новых датчиков, исполнительных устройств, алгоритмов контроля и управления, обладает информационной открытостью и возможностью ее встраивания в информационные системы угольных шахт, объединений. Применение этого варианта целесообразно для вновь строящихся объектов. Возможна также модификация этого варианта, отличающаяся постепенной заменой телеметрических систем на компьютерные многофункциональные информационно-управляющие.

При этом на первом этапе устанавливается наземный комплекс аппаратуры, далее происходит постепенная и последовательная установка ее подземных элементов на вновь вводимых участках и одновременный демонтаж устаревшей системы на отработанных участках. К недостаткам следует отнести невозможность использования информации от существующих аэрогазовых и телеметрических систем и необходимость одновременной работы и обслуживания двух разных систем: устаревшей и новой. Модернизацию можно осуществлять поэтапно по мере накопления денежных средств.

Наилучшие варианты модернизации существующих систем основаны на последовательном переходе от действующих систем к компьютерным, заключающемся в первоначальном использовании информации от действующих систем и постепенной замене существующей аппаратуры на новую. На первом этапе происходит модернизация наземной аппаратуры, сопровождающаяся установкой наземного компьютерного вычислительного комплекса и устройств интеграции телеметрических систем с ним (рис.2,а). Наземный вычислительный комплекс является верхним уровнем будущей современной ШИУС, но уже на первом этапе могут быть реализованы функции прогноза опасных геодинамических явлений на основе алгоритмов, закладываемых в систему динамической и статистической обработки данных, реализуемую прикладным программным обеспечением. Алгоритмы прогноза основываются на комплексном исследовании горно-технологического объекта с использованием различных первичных средств отбора информации: двухдиапазонных датчиков концентрации метана, оксида углерода, кислорода, водорода, предельных углеводородов, датчиков скорости воздушного потока, датчиков состояния технологического оборудования и т.д. Второй этап заключается в постепенной последовательной замене подземной аппаратуры работающих систем на элементы современной ШИУС, состоящие из минимального набора первичных средств контроля шахтной атмосферы и подземного вычислительного устройства с аппаратурой, обеспечивающей резервирование питания, АГЗ, АПТВ и т.д., гарантирующих выполнение требований действующих правил безопасности, руководств и инструкций. Такая замена происходит по мере ввода новых участков (рис.2,б). Третий этап предусматривает окончательную замену всех технических средств аэрогазового контроля, шахтной автоматики, телеизмерения и телеуправления на современную ШИУС (рис.2,в). Очевидно, что освободившиеся средства интеграции (устройства сопряжения с телеметрическими системами) и локальные системы автоматики могут быть перенесены на другую шахту и быть основой для ее будущей модернизации. При описанном варианте модернизации технические средства внедряемой и модернизируемой системы всегда объединены в единую информационную среду. Данные от датчиков действующих систем и современной ШИУС, контролирующей различные объекты или различные участки одного и того же объекта, поступают в единый наземный компьютерный комплекс, где представляются на одних мнемосхемах в едином формате и записываются в общие

базы данных. Происходит постепенное внедрение новой техники и ее освоение руководящим и обслуживающим персоналом, перевод локальных систем автоматизации на новое техническое и алгоритмическое обеспечение. Применение наземного компьютерного комплекса обеспечивает информационную открытость системы, возможность ее встраивания в информационные системы угольных шахт, объединений. Очевидна возможность внедрения элементов наземной и подземной частей современной ШИУС на любой стадии этапов модернизации при наличии финансовых средств у предприятия.

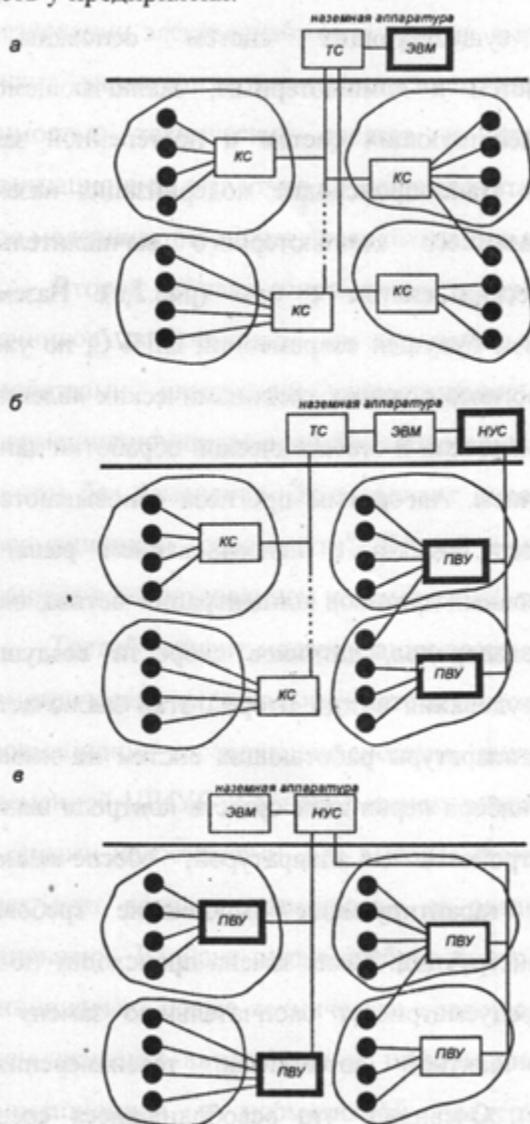


Рис.2. Этапы модернизации
 (ТС - действующая телеметрическая система,
 УСТС - устройство сопряжения с ТС,
 ЭВМ - наземный вычислительный комплекс,
 НУС - наземное устройство связи,
 ПВУ - подземное вычислительное устройство)

Таким образом, существует два основных пути модернизации технических средств: первый основан на использовании существующих систем передачи информации и подземных концентраторов сигналов и внедрении новых датчиков и наземных компьютерных комплексов, второй на постепенной или единовременной замене действующих систем на современные компьютерные ШИУС.

Алгоритмическая модернизация может также быть двух типов. Решение задач идентификации и прогноза опасных геодинамических явлений и пожароопасности возможно

только при использовании наземных компьютерных комплексов, а алгоритмическая модернизация в системах контроля и управления возможна только при замене подземных концентраторов сигналов и аппаратуры локальных автоматических систем на микропроцессорные подземные вычислительные устройства с одновременным внедрением цифровых систем передачи информации.

Использование наземных компьютеров и подземных микропроцессорных контроллеров требует изменения нормативной базы, регламентирующей работу систем аэрогазового контроля, шахтной автоматики, ведения документации и т.д.

В таблице показаны возможные варианты модернизации и приведен их сравнительный анализ.

Варианты модернизации технических средств автоматики

Действия	1	2	3	4	5
Создание новых датчиков для существующих систем	Да	Да			Да
Внедрение новых датчиков			Да	Да	Да
Замена подземных концентраторов сигналов			Да	Да	Да
Замена системы передачи информации			Да	Да	Да
Модернизация наземной аппаратуры		Да		Да	Да
Замена наземной аппаратуры			Да	Да	Да
Использование компьютерного комплекса		Да	Да	Да	Да
Техническая модернизация	Да	Да	Да	Да	Да
Алгоритмическая модернизация		Да	Да	Да	Да
Организационная и нормативная модернизация		Да	Да	Да	Да
Поэтапность модернизации	Да	Да			Да
Цели модернизации					
Выполнение существующих требований	Да	Да	Да	Да	Да
Выполнение перспективных требований			Да	Да	Да
Минимизация состава технических средств			Да	Да	Да
Возможность работы в аварийных ситуациях			Да	Да	Да
Оценки вариантов модернизации					
Достижение целей модернизации	Малое	Частичное	Полное	Полное	Полное
Стоимость модернизации	Малая	Малая	Высокая или средняя	Высокая или средняя	Высокая или средняя
Продолжительность модернизации	Высокая	Малая	Малая или средняя	Высокая или средняя	Высокая или средняя

Таким образом, при рассмотрении всех описанных вариантов основные направления модернизации и развития систем азрогазового контроля, телеуправления, телеизмерения, телесигнализации и шахтной автоматики, предлагаемые авторами, заключаются во внедрении цифровых информационных технологий для передачи, обработки и хранения информации, обеспечении контроля большего числа параметров шахтной атмосферы и микроклимата, состояния горных выработок и технологического оборудования, использовании в качестве основы построения ШИУС многофункциональных программно-технических комплексов, применении наукоемких алгоритмов обработки информации как в горных выработках для решения задач обеспечения безопасности и автоматизации, так и на поверхности для идентификации и прогноза опасных геодинамических явлений и пожароопасности. Поставленные цели модернизации могут быть достигнуты за счет использования наземных компьютерных комплексов, подземных вычислительно-управляющих устройств, новых датчиков и исполнительных устройств, развитого программного обеспечения, изменения нормативных документов. Пути достижения поставленных задач могут быть различными и определяются в основном двумя обстоятельствами: во-первых, внедряется ли ШИУС на вновь строящейся шахте или на шахте с эксплуатируемыми средствами и системами контроля, защиты и автоматики, во-вторых, экономической возможностью внедрения определенного состава программных и технических средств ШИУС на различных этапах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Аличкин Л.Г., Бурюкин А.Ф., Мартюшев А.Н. Компьютерный мониторинг НКПВ и ПДК взрывоопасных и токсичных газов //Безопасность труда в промышленности. – 1997. - №7. - С.11-13.
2. Баак Д. Эффективность автоматизации на подземных работах в угольной промышленности //Глюкауф. – 1994. - № 9/10. - С.30-32.
3. Кичигин А.В., Кисилев А.Ю. Опыт эксплуатации систем контроля рудничной атмосферы фирмы "ТРАНСМИТТОН" на АООТ "Шахта "Комсомолец" //Уголь. – 1997. - №11. - С.42-45.
4. Майер Э., Циллер Т. Системы автоматизированного управления процессами и информации для горной промышленности //Глюкауф. – 1991. - № 17/18. - С.40-44.
5. Правила безопасности в угольных шахтах (РД 05-94-95). – М., 1995.

6. Рисс М. Системы управления технологическими процессами в каменноугольной промышленности //Глюкауф. – 1994. - № 2/3. - С.41-45.

7. Янсен Н. ПРОМОС - интегрированная система автоматизации и связи для горной промышленности //Глюкауф. – 1994. - № 2/3. - С.46-49.

8. Firganeк B. New Solutions in mining Environmental control systems. - The 13th International Conference on Automation in Mining. The 13th International Conference on Process Control and Simulation, Sept. 8-11, 1998, Slovak Republic, p.261-264.

УДК 622.002-5:622.817

Е.С. Лапина, Р.Е.Леонов

АНАЛИЗ ДИНАМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ШАХТНОЙ ГАЗОВОЙ СРЕДЫ КАК ОБЪЕКТА КОНТРОЛЯ

Важнейшее значение для обеспечения безопасности работ на угольных шахтах имеет прогноз состояния газовой среды.

Проблема прогнозирования газодинамических процессов в угольных шахтах сложна не только из-за того, что сам анализируемый объект является многомерным, и концентрация вредных примесей, таких, как метан и окись углерода, в выработках изменяется случайным образом. Кроме этого, не всегда есть возможность проверки результатов предварительного прогноза.

Важной составляющей прогнозирования газодинамических процессов является правильный выбор интервала измерения концентрации газа, который в свою очередь зависит от динамических свойств объекта – газовой среды шахты.

Часто используемые методы анализа динамических свойств объекта основаны на вычислении автокорреляционной функции (АКФ).

Одним из основных параметров АКФ является ее время спада. Известно [3], что регулирование расхода воздуха, подаваемого для разбавления вредных примесей, в частности метана в шахтной атмосфере, рекомендуется производить по оценке максимально возможной концентрации, или дебита, метана. Такая максимальная оценка производится на основе среднего значения концентрации, или дебита метана, плюс утроенное среднеквадратичное отклонение:

$$X_{\max} = X_{\text{cp}} + 3\delta_x, \quad (1)$$

где X_{\max} – максимально возможное значение параметра;

X_{cp} - среднее значение параметра;

δ_x - среднеквадратичное отклонение параметра.

В качестве X_{cp} и δ_x используются выборочные значения [5]. Для получения достоверных оценок X_{cp} , δ_x выборочные данные должны быть независимыми, а это значит, что должны быть получены через интервал времени, больший, чем время спада АКФ [2].

Кроме этого, формула (1) дает достаточно точные результаты только в случае, если рассматриваемый параметр (концентрация или дебит метана) подчинены нормальному закону.

В [1] получены некоторые результаты, которые позволяют оценить время спада АКФ и нормальность закона распределения. Однако эти данные получены для конкретных шахт, а замеры газовой атмосферы для вычисления среднеквадратичных отклонений производились через интервал в 30 мин, что в общем случае нуждается в проверке.

В этой связи на установке "Микон-1Р" получены данные, использованные далее как для получения АКФ, так и для проверки возможности использования (1).

Многофункциональная интегрированная информационно-управляющая система "Микон-1Р" работает на угольной шахте "Центральная" ОАО "Челябинскуголь" г.Копейска с 16 сентября 1998 г. Параметры состояния шахтной атмосферы такие, как концентрация вредных примесей, снимаются непрерывно и записываются в базу данных с интервалом, зависящим от изменения концентрации метана или окиси углерода на 10 % от предыдущего значения концентрации газа. Для анализа использованы данные за период с 28 по 30 октября 1998 г. Вследствие того, что запись в базу данных значений концентрации газа производится неравномерно, была произведена процедура интерполяции по ближайшим точкам. В результате для расчета АКФ по СО использован временной интервал 1 мин, а для CH_4 - 1 с. Информация взята с датчиков окиси углерода и метана, установленных в тупике вентиляционного штрека лавы. Анализировались несколько серий по 1000 замеров. Характерные графики АКФ приведены на рис. 1, 2 для концентрации метана и на рис. 3, 4 - для концентрации окиси углерода.

Ниже приведены результаты анализа АКФ и некоторые технические приемы, которые, на наш взгляд, могут представлять общий интерес при использовании этого метода. Из рис. 1, 2 видно, что имеют место высокочастотные выбросы относительно усредненной кривой АКФ. Для фильтрации этих выбросов использован метод вычисления АКФ от АКФ [7]. Повторное вычисление АКФ широко используется при выявлении скрытой периодичности случайного процесса.

В частности, как показано в [6], в предположении, что случайный процесс можно представить в виде гармонического ряда

$$X(t) = \sum_{j=1}^v A_j \cos \omega_j t, \quad (2)$$

можно показать, что АКФ имеет вид

$$R(t) = \frac{1}{2} \sum_{j=1}^{\nu} A_j \cos \omega_j t \sum_{i=1}^{\nu} A_i a_{ij}, \quad (3)$$

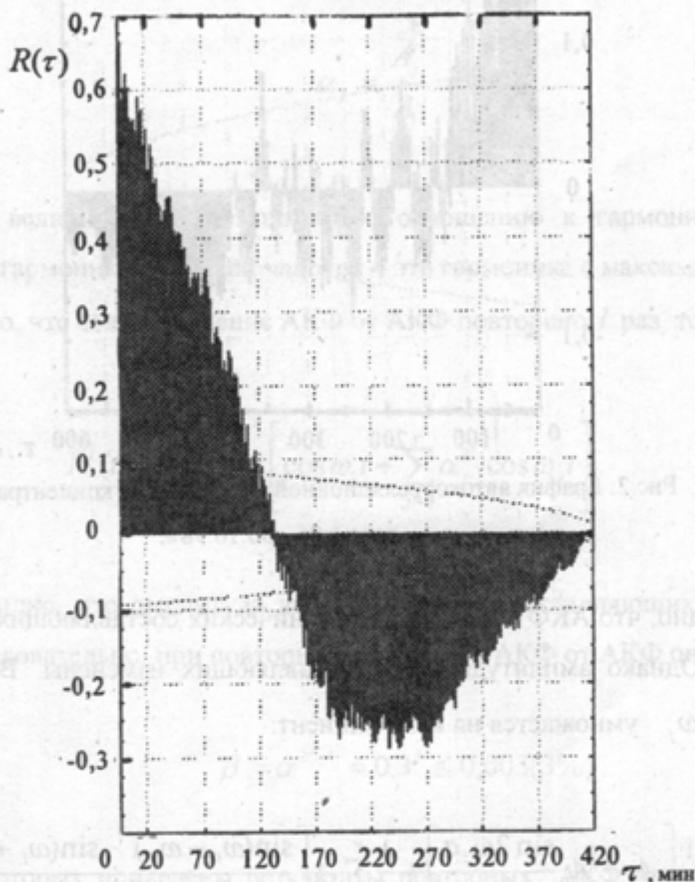


Рис. 1. График автокорреляционной функции для концентрации CH_4 , дата - 22 - 24.10.98 г.

где

$$a_{ij} = \frac{\sin(\omega_i - \omega_j)a}{(\omega_i - \omega_j)a} - \frac{\sin(\omega_i + \omega_j)a}{(\omega_i + \omega_j)a}, \quad (4)$$

а интервал, на котором берется АКФ, составляет $2a$.

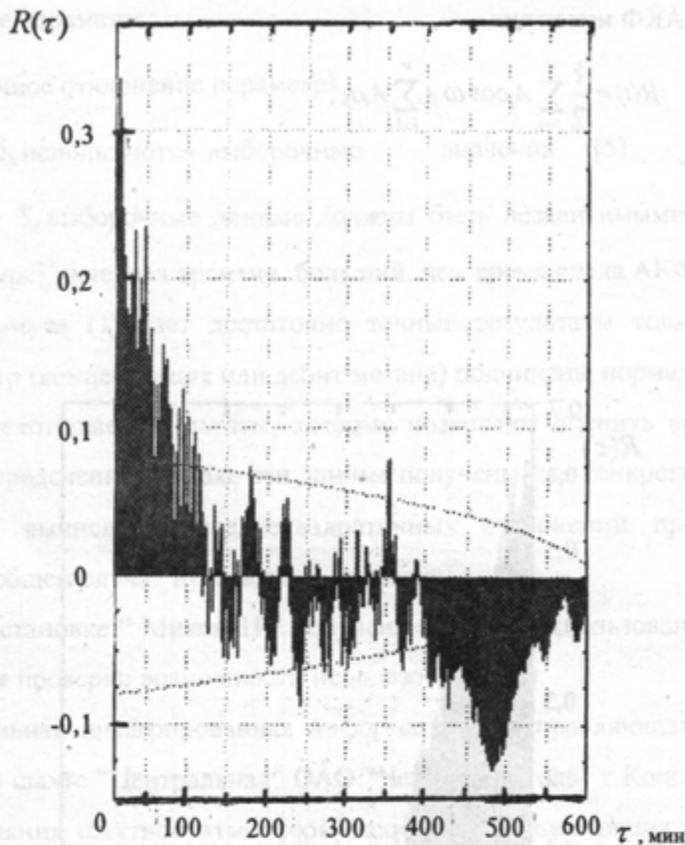


Рис.2. График автокорреляционной функции для концентрации CH_4 ,
дата – 26 - 30.10.98 г.

Из (3), (4) видно, что АКФ состоит из гармонических составляющих той же частоты, что и исходный процесс. Однако амплитуды этих составляющих изменены. В частности, амплитуда гармоники частотой ω_j умножается на коэффициент:

$$\rho_j = \frac{1}{2} \sum_{j=1}^{\nu} A_j a_{ij} = \frac{1}{2} \left[A_j + A_j \frac{\sin 2\omega_j a}{2\omega_j a} \right] + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^{\nu} A_i \left[\frac{\sin(\omega_i - \omega_j) a}{(\omega_i - \omega_j) a} + \frac{\sin(\omega_i + \omega_j) a}{(\omega_i + \omega_j) a} \right]. \quad (5)$$

При достаточно большом интервале времени вычисления АКФ, то есть большом a , и в случае, если частота гармоник существенно выше частоты основной составляющей, что, как видно из рис. 1-3, в нашем случае будут выполняться соотношения:

$$\left. \begin{aligned} (\omega_i + \omega_j) a \geq 1 \\ |\omega_i - \omega_j| a \geq 1 \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

В этом случае выражение для АКФ упрощается и приобретает вид

$$R(t) \approx \frac{1}{2} \sum_{j=1}^{\nu} A_j^2 \cos \omega_j t \quad (7)$$

или

$$R(t) \approx \frac{A_1^2}{2} \left[\cos \omega_1 t + \sum_{j=2}^{\nu} \alpha_j^2 \cos \omega_j t \right], \quad (8)$$

где

$$\alpha_j = \frac{A_j}{A_1} \quad (9)$$

есть относительная величина j -й гармоники по отношению к гармонике основной частоты. Предполагается, что гармоника основной частоты – это гармоника с максимальной амплитудой A_1 .

В [6] показано, что если получение АКФ от АКФ повторено l раз, то

$$R^l(t) \approx 2 \left(\frac{A_1}{2} \right)^{2^l} \left[\cos \omega_1 t + \sum_{j=2}^{\nu} \alpha_j^{2^l} \cos \omega_j t \right]. \quad (10)$$

Из рис.1-3 видно, что амплитуда высокочастотных составляющих в АКФ составляет не более 0,3 (30 %). Следовательно, при повторном получении АКФ от АКФ она составит не более

$$\beta = \alpha^{2^2-1} = 0,3^3 \leq 0,003(3\%).$$

Рис.4,5, на которых приведены результаты повторных АКФ от АКФ, подтверждают эти выкладки. Таким образом, для более точных выводов о концентрации метана и окиси углерода в шахтной атмосфере при рассмотрении их как случайных процессов нами использована процедура повторного взятия АКФ этих процессов. Благодаря этому в АКФ отфильтровываются высокочастотные случайные составляющие, и сами АКФ становятся более пригодны для анализа и выявления физических особенностей контролируемого объекта – шахтной атмосферы.

Во всех наблюдаемых нами АКФ имеют место медленно затухающие гармонические колебания. В связи с этим было проведено дополнительное исследование. Целью его являлось определение физической природы колебаний АКФ и выработка практических рекомендаций по использованию АКФ для статического анализа шахтной атмосферы как объекта контроля.

Рабочее предположение состояло в том, что контролируемый параметр (CH_4 , CO) в текущий момент времени зависит не только от значения этого параметра в предыдущий момент времени, но и от значения, предшествующего предыдущему.

В этом случае, как известно, случайный процесс может быть отнесен к случайным процессам Юла [4], и значение контролируемой величины в произвольный момент времени t можно представить как

$$u_t = -\alpha_1 u_{t-1} - \alpha_2 u_{t-2} + \varepsilon_t, \quad (11)$$

где u_t , u_{t-1} , u_{t-2} - контролируемая составляющая газовой среды в моменты времени t , $t-1$, $t-2$ соответственно; ε_t - случайная составляющая, не зависящая от u_{t-1} , u_{t-2} .

Предполагая, что дисперсия случайных замеров газовой составляющей равна единице, что всегда можно достичь выборами соответствующего масштаба, умножая (11) почленно на u_{t-1} и u_{t-2} и взяв математическое ожидание, можно найти:

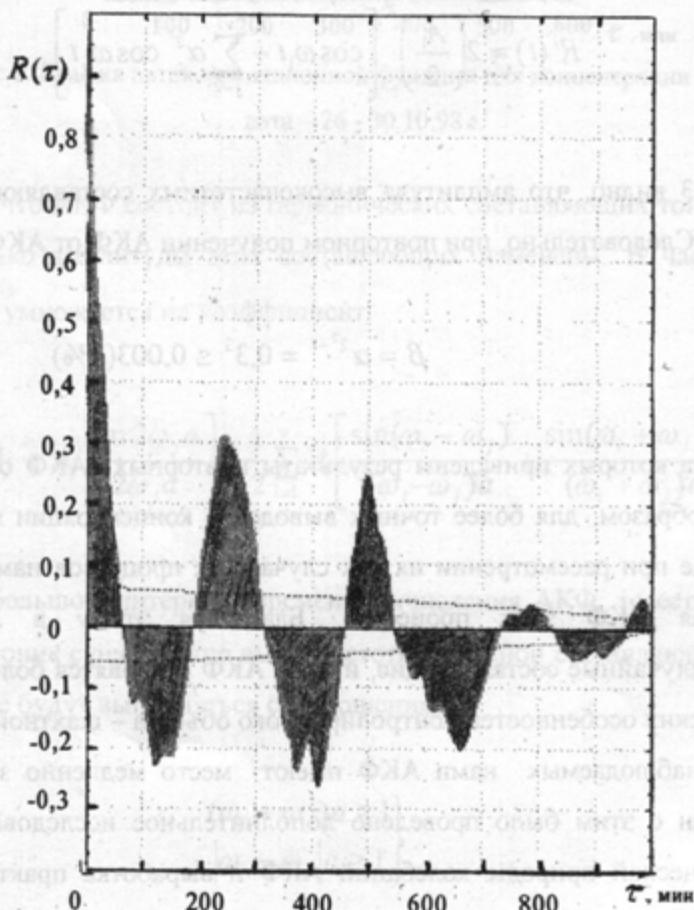


Рис.3. График автокорреляционной функции для концентрации CO , дата - 03.10.98 г.

$$\alpha_1 = \frac{\rho_1(1-\rho_2)}{1-\rho_1^2}; \quad (12)$$

$$\alpha_2 = \frac{\rho_2 - \rho_1^2}{1-\rho_1^2}, \quad (13)$$

где ρ_1, ρ_2 – соответственно коэффициенты корреляции измеряемой составляющей газовой атмосферы со сдвигом на один и два шага во времени.

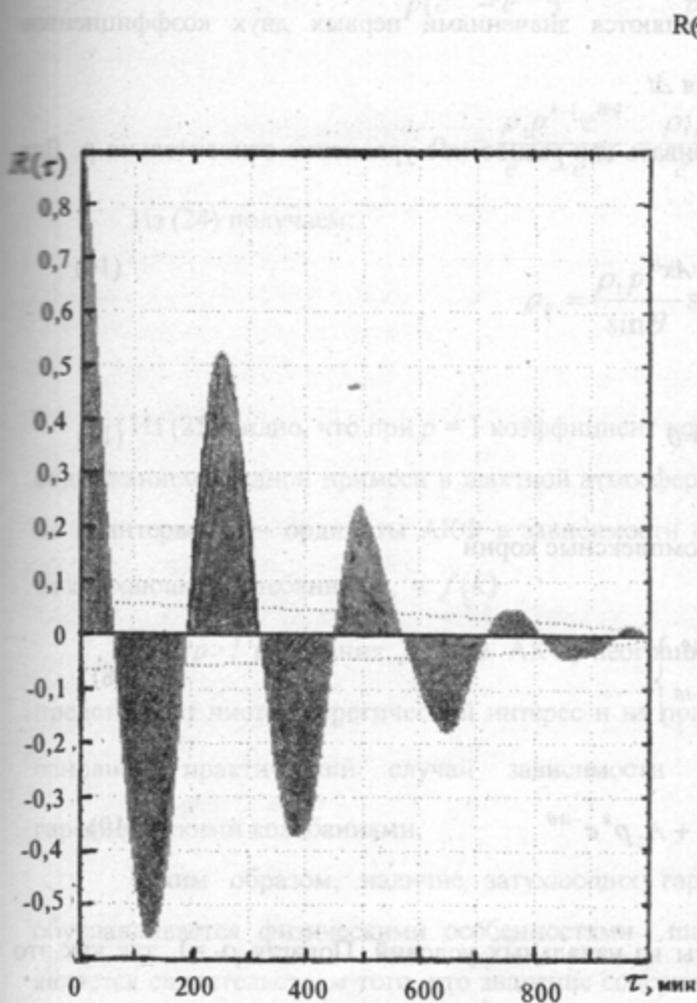


Рис. 4. График автокорреляционной функции от АКФ для концентрации CO, дата – 03.10.98г.

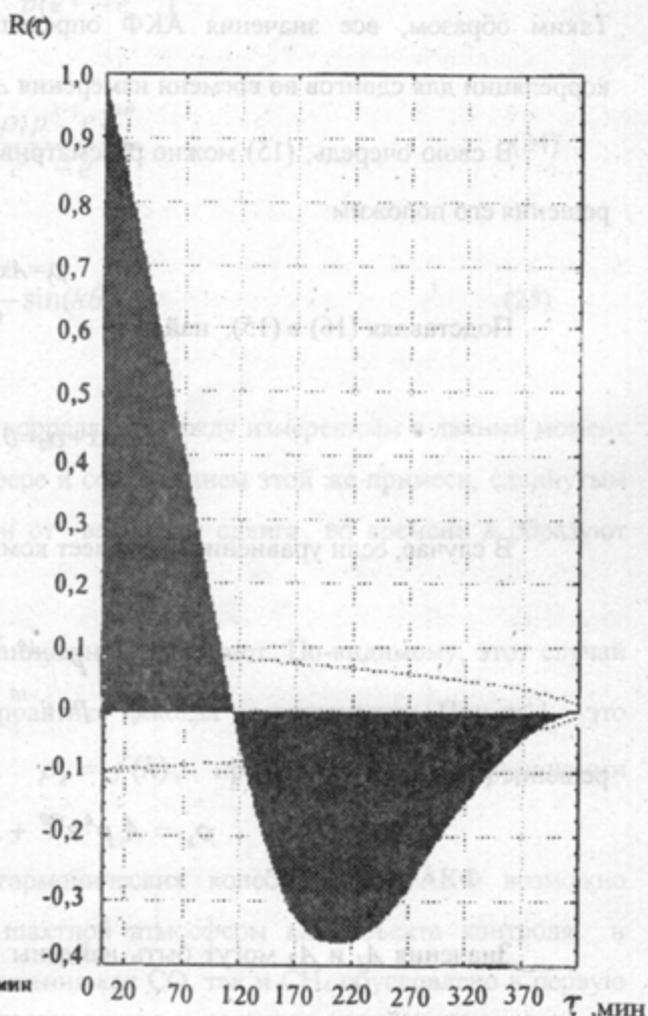


Рис. 5. График автокорреляционной функции от АКФ для концентрации CH₄, дата – 22-24.10.98г.

Вообще, умножая (11) на u_{t-k} и вычисляя математическое ожидание, имеем:

$$E(u_{t,k}) = -\alpha_1 E(u_{t-1} u_{t,k}) - \alpha_2 E(u_{t-2} u_{t,k}) + E(\varepsilon_t u_{t-1}), \quad (14)$$

где E – знак математического ожидания.

Из (14) находим:

$$\rho_k + \alpha_1 \rho_{k-1} + \alpha_2 \rho_{k-2} = 0, \quad (15)$$

где ρ_k – коэффициент корреляции, соответствующий сдвигу на $k\Delta t$ моментов времени между контролируемыми величинами.

Задавая последовательно $k = 2, 3, \dots$, можно вычислить все значения АКФ, зная ρ_0, ρ_1 . Таким образом, все значения АКФ определяются значениями первых двух коэффициентов корреляции для сдвигов во времени измерения Δt .

В свою очередь, (15) можно рассматривать как разностное уравнение относительно ρ . Для решения его положим:

$$\rho_j = Ax^j. \quad (16)$$

Подставляя (16) в (15), найдем:

$$x^2 + \alpha_1 x + \alpha_2 = 0. \quad (17)$$

В случае, если уравнение (17) имеет комплексные корни

$$\left. \begin{aligned} x_1 &= p \cdot e^{i\theta} \\ x_2 &= p \cdot e^{-i\theta} \end{aligned} \right\}, \quad (18)$$

решение (15) имеет вид

$$\rho_k = A_1 p^k e^{ik\theta} + A_2 p^k e^{-ik\theta}. \quad (19)$$

Значения A_1 и A_2 могут быть найдены из начальных условий. Полагая $\rho_0 = 1$, так как это дисперсия случайного процесса, и считая известным ρ_1 , получим:

$$\left. \begin{aligned} \rho_0 = 1 &= A_1 p + A_2 p \\ \rho_1 &= A_1 p \cdot e^{i\theta} + A_2 p \cdot e^{-i\theta} \end{aligned} \right\}. \quad (20)$$

Найдем также p . Из (17)

$$x_{1,2} = -\frac{\alpha_1}{2} \pm \sqrt{\left(\frac{\alpha_1}{2}\right)^2 - \alpha_2} \quad (21)$$

$$\left. \begin{aligned} A_1 &= \frac{\rho_1}{p(e^{i\theta} - e^{-i\theta})} \\ A_2 &= -\frac{\rho_1}{p(e^{i\theta} - e^{-i\theta})} \end{aligned} \right\} \quad (22)$$

Тогда

$$\rho_k = \frac{\rho_1}{p(e^{i\theta} - e^{-i\theta})} p^k e^{ik\theta} - \frac{\rho_1}{p(e^{i\theta} - e^{-i\theta})} p^k e^{-ik\theta}; \quad (23)$$

$$\rho_k = \frac{\rho_1 p^{k-1} e^{ik\theta}}{e^{i\theta} - e^{-i\theta}} - \frac{\rho_1 p^{k-1} e^{-ik\theta}}{e^{i\theta} - e^{-i\theta}} \quad (24)$$

Из (24) получаем:

$$\rho_k = \frac{\rho_1 p^{k-1}}{\sin \theta} \sin(k\theta). \quad (25)$$

Из (25) видно, что при $p = 1$ коэффициент корреляции между измеренным в данный момент содержанием вредной примеси в шахтной атмосфере и содержанием этой же примеси, сдвинутым на k интервалов – ординаты АКФ в зависимости от величины сдвига во времени k образуют незатухающие колебания $\rho_k = f(k)$.

При $p > 1$ колебания ρ_k , т.е. АКФ, неограниченно возрастают. По-видимому, этот случай представляет чисто теоретический интерес и на практике никогда не встречается. При $p < 1$ – это основной практический случай зависимости $\rho_k = f(k)$, представленной затухающими гармоническими колебаниями.

Таким образом, наличие затухающих гармонических колебаний в АКФ возможно обуславливается физическими особенностями шахтной атмосферы как объекта контроля и является свидетельством того, что значение содержания как CO , так и CH_4 обусловлено в первую очередь двумя предыдущими значениями соответствующих параметров и не зависит от интервала контроля параметров.

Для проверки этого предположения нами получены АКФ при различных интервалах между замерами.

Анализ АКФ показывает, что с увеличением времени между моментами съема информации частота колебаний кривой АКФ уменьшается. Таким образом, высокочастотные выбросы АКФ

обусловлены слишком малым временем между первичными данными. Малое время вызывает сильную взаимосвязь текущего состояния газовой среды с несколькими предыдущими замерами.

В то же время при достаточно больших интервалах между замерами газовой среды характер АКФ не меняется – в ней во всех без исключения случаях наблюдается зона с отрицательной взаимосвязью параметров. Это заставляет предположить, что имеется взаимосвязь содержания метана в текущий момент времени с содержанием метана в нескольких предшествующих моментах времени.

Для расчета количества воздуха, подаваемого на разбавление вредных примесей (CH_4 , CO) в соответствии с (1) следует определять время спада АКФ с учетом приведенных выше соображений. За время спада следует принять время, когда АКФ можно считать незначимо отличающейся от нуля. При определении времени спада одновременно с АКФ следует вычислять доверительные пределы (показаны на рис.4 и 5) и считать АКФ, отличающуюся незначимо от нуля, когда она не выходит из диапазона доверительных пределов.

Для условий, в которых производились наблюдения, время спада АКФ, а, следовательно, и время, когда замеры содержания метана и окиси углерода можно считать независимыми друг от друга, составляет порядка 900 минут (15 часов) для CO и порядка 3800 минут (63,3 часов) – для CH_4 .

Эти данные можно использовать:

- для выбора интервала съема информации, которая будет учитываться для расчета расхода воздуха в соответствии с (1);
- для выбора предельного интервала, через который следует опрашивать датчики.

Таким образом, в данной работе на основе фактического материала показана методика обработки данных о состоянии газовой среды, определены параметры АКФ и указаны направления их возможного использования в системе контроля за состоянием газовой среды.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Анненков Б.А. Неравномерность метановыделения в угольных шахтах //Научные сообщения ИГД им. Скопинского А.А. т. XVIII. - М., 1963. – С. 39 -52.
2. Бусьгин К.К. Колебания концентраций метана в исходящих вентиляционных струях лав и участков //Вопросы безопасности в угольных шахтах /Труды МакНИИ. Т.20. - М., 1969. - С.3-11.
3. Касимов О.И., Капиев Р.Э. О точности определения фактического газовыделения на выемочных участках //Вопросы безопасности в угольных шахтах /Труды МакНИИ. Т.20. - М., 1969. - С.19 –32.
4. Кендэл М. Временные ряды. – М.: Финансы и статистика, 1981. - 199 с.
5. Клепиков Б.А., Капиев Р.Э. Основные требования к системе телеизмерения параметров рудничной атмосферы //Вопросы безопасности в угольных шахтах / Труды МакНИИ. Т.20. - М.,1969. - С. 53-62.

6. Серебrenников М.Г., Первозванский А.А. Выявление скрытых периодичностей. - М.: Наука.

1965. - 244 с.

7. Fuhrich J., Über die numerische Ermittlung von Periodizitäten und ihre Beziehungen zum

Zufallgesetz, Statisticky Obsor. Стр. 471-482. 1933. Praga.

УДК 622.822.22

А.Л.Карякин

СТАТИСТИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ СЕТИ ПЕРЕДАЧИ ДАННЫХ О СОСТОЯНИИ ШАХТНОЙ АТМОСФЕРЫ

Представлены результаты экспериментального определения характеристик сети передачи данных о состоянии шахтной атмосферы в многофункциональном информационно-управляющем комплексе аппаратуры «Микон-1Р».

Мониторинг параметров шахтной атмосферы предполагает измерение и контроль скорости воздуха V , процентного содержания метана CH_4 , углекислого газа CO , водорода H_2 и кислорода O_2 в атмосфере. С целью устранения избыточности в отчетах и уменьшения интенсивности потока сообщений от датчиков в комплексе «Микон-1Р» использован метод неравномерной дискретизации, заключающийся в том, что информация о контролируемой величине передается по линии связи при условии изменения величины на 10 процентов от предыдущего значения. Очевидно, что при таком способе передачи интервал между сообщениями будет случайной величиной.

Для определения характеристик сети передачи данных фиксировалось количество попаданий величины промежутка времени между сообщениями λ , определенной на отрезке $(0, T)$, $T=60$ с, в равномерные интервалы (t_i, t_{i+1}) . Протяженность отрезка $(0, T)$ и длина интервала Δt выбирались из условия $t\lambda(0, T)$ и известных требований к числу интервалов n ($8 < n \leq 20$) и составили: протяженность отрезка $(0, T) - 60$ с, длина интервала $\Delta t - 4$ с.

Наблюдения проводились в течение длительного времени (более двух месяцев) при непрерывной круглосуточной работе системы, число сообщений для каждого датчика и соответственно объем выборки принимали значения от 1000 до 85000.

Статистика относительной частоты наблюдений величины τ (в процентах) в порядке возрастания номера интервала по типам датчиков приведена в табл. 1, там же представлена статистика τ для всех датчиков.

Данные в табл. 1 получены путем суммирования наблюдений на интервале Δt для датчиков одного типа. Количество датчиков каждого типа n_d и общее число наблюдений по типам датчиков N представлены в табл. 2.

Одним из основных параметров системы передачи данных, определяющих среднюю скорость поступления сообщений, является интенсивность поступления λ . В предположении, что входящий поток сообщений является пуассоновским, распределение промежутка времени между сообщениями имеет показательное распределение и описывается функцией распределения

Таблица 1

Относительные частоты наблюдения промежутка времени между сообщениями τ на отрезке $T=60$ с

Датчики	0..4	4..8	8..12	12..16	16..20	20..24	24..28	28..32	32..36	36..40	40..44	44..48	48..52	52..56	56..60
CH ₄	45,6	9,95	8,16	5,96	5,01	4,22	3,79	3,18	2,73	2,50	2,08	1,98	1,81	1,58	1,39
O ₂	77,8	5,43	3,45	2,42	2,01	1,61	1,42	1,15	0,98	0,89	0,71	0,68	0,59	0,47	0,40
H ₂	77,5	6,64	3,54	2,40	1,88	1,52	1,31	1,02	0,89	0,78	0,63	0,58	0,51	0,41	0,34
CO	47,1	8,81	7,77	6,07	5,19	4,46	3,83	3,17	2,79	2,46	2,01	1,87	1,71	1,46	1,25
V	23,5	20,9	14,5	9,61	7,05	5,67	4,50	3,45	2,57	2,00	1,68	1,46	1,25	1,02	0,82
Все датчики	33,9	18,6	12,2	8,04	5,91	4,75	3,8	2,94	2,25	1,8	1,51	1,33	1,15	0,95	0,78

$$f_i(\tau) = \lambda e^{-\lambda\tau}, \tau \geq 0. \quad (1)$$

Определим параметр λ показательного распределения (1). Оценивание произведем по методу наименьших квадратов путем минимизации выражения

$$s = \sum_{i=1}^N (\lambda \times e^{-\lambda\tau} - d_i)^2.$$

где d_i – число наблюдений на i -м интервале.

Задача оценивания решена для нормированного времени

$$\tau^* = \tau / \Delta t.$$

Значения параметра λ и критерия согласия χ^2 представлены в табл. 2. Критерий согласия χ^2 вычислен для нормированной выборки, общее количество наблюдений в которой принято равным 100.

Таблица 2

Результаты оценки параметра λ показательного распределения

Датчик	Количество наблюдений N	Количество датчиков n _d	Параметр λ	Критерий согласия χ^2
CH ₄	255912	7	-	-
O ₂	85857	2	-	-
H ₂	114383	2	-	-
CO	74383	3	-	-
V	2702565	5	0,322	8,39
Для всех датчиков	3765100	19	0,495	90,97

Переход к нормированной выборке позволил применить критерий χ^2 для определения уровня значимости гипотезы о том, что экспериментальным данным соответствует показательное распределение. Объем нормированной выборки выбран из условия статистической значимости результатов.

Сравнение критериальной статистики χ^2 и уровня 5 %-ной критической области распределения χ^2 с 13-ю степенями свободы, который составляет 22,36 *, показывает, что показательное распределение удовлетворяет результатам наблюдений промежутка времени между поступлением сообщений для датчиков скорости воздуха.

Для общего числа датчиков в системе показательное распределение не соответствует экспериментальным данным. Поэтому выполнено оценивание параметров двухпараметрического логарифмически-нормального распределения *. Методом наименьших квадратов установлено, что при значениях параметров $\mu = 0,6266$ и $\beta = 1,0115$ критериальная статистика χ^2 для нормированной выборки составляет 7,82, что свидетельствует о возможности аппроксимации данных двухпараметрическим логарифмически-нормальным распределением.

С целью определения параметра λ показательного распределения были выполнены наблюдения промежутка времени между сообщениями τ на отрезке $(0, T)$, $T=16$ с. Результаты наблюдения для датчиков метана и углекислого газа представлены в табл. 3.

Таблица 3

Относительные частоты наблюдения промежутка времени между сообщениями τ на отрезке $T=16$ с

Датчик	0..1	1..2	2..3	3..4	4..5	5..6	6..7	7..8	8..9	9..10	10..11	11..12	12..13	13..14	14..15
CH ₄	9,9	31,0	14,8	10,2	7,56	5,65	4,32	3,42	2,88	2,32	2,12	1,89	1,46	1,25	1,13
CO	20,5	40,5	14,5	6,89	3,75	3,07	2,00	1,99	1,56	1,33	0,96	0,88	0,91	0,67	0,60

Общее число наблюдений составило: датчики метана – 65501, датчики углекислого газа – 6848. Анализ данных табл. 3 свидетельствует, что показательное распределение в наибольшей степени будет удовлетворять объединенным попарно данным в соседних клетках таблицы. Тогда параметр λ и критерий согласия χ^2 для нормированной выборки объемом 80 наблюдений в нормированном времени равны соответственно: датчики метана – 0,6066 и 11,97, датчики углекислого газа – 0,887 и 27,67.

Уровень 5 %-ной критической области распределения χ^2 с 6-ю степенями свободы имеет значение 12,59, поэтому критериальная статистика для датчиков метана не значима и распределение адекватно данным.

Таким образом, экспериментально определено значение интенсивности поступления сообщений λ в нормированном времени для датчиков метана и скорости воздуха, которая является важнейшей статистической характеристикой сети передачи данных о состоянии шахтной атмосферы, и показано, что поток сообщений от датчиков метана и скорости воздуха может рассматриваться как пуассоновский.

Для датчиков других газов и для общего числа датчиков в системе распределение промежутка времени между поступлением сообщений удовлетворительно описывается двухпараметрическим логарифмически-нормальным распределением.

* Поллард Дж. Справочник по вычислительным методам статистики/ Под ред. Е.М.Четыркина. - М.:Финансы и статистика, 1982. - 344 с.

В. В. Матвеев

УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЕЙ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ, ЛОКАЛИЗАЦИИ И ЛИКВИДАЦИИ ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ

Работы по предупреждению, локализации и ликвидации эндогенных пожаров на шахтах являются одними из основных технологических процессов наряду с подготовкой и добычей полезных ископаемых. Управление ими начинается на стадии проектирования и связано с принятием проектных решений, направленных на обеспечение безопасности ведения горных работ. Выработка решений осуществляется на основе предварительной оценки горно-геологических и горно-технических факторов. На этапе эксплуатации шахт управление базируется на данных, характеризующих состояние горного массива, шахтной атмосферы, химического состава вытекающей из выработок воды и режимов работы технологического оборудования.

В настоящее время на шахтах России в основном используются устаревшие телеметрические системы контроля окиси углерода ("СИГМА-CO"), метана ("МЕТАН"), контроля состояния технологического оборудования ("ВЕТЕР"). Новые средства контроля состояния шахтной среды промышленностью не освоены и серийно не выпускаются [1]. Однако и эта аппаратура применяется ограниченно. Чаще всего оценка опасности самонагревания углей и эндогенных пожаров основывается на периодическом (раз в смену, в сутки) контроле концентрации газов переносными приборами. Используемые методы оценки не соответствуют современным требованиям и не обеспечивают возможность принятия решения по управлению профилактическими работами. Информация хранится в виде текстовых документов (рапорт сменного мастера). Малодоступна графическая информация (схемы горных работ, схемы вентиляции и др.) по объектам повышенной опасности. Значительная часть статистической информации об имевших место эндогенных пожарах (в частности, по ОАО "Челябинскуголь" имеются данные о 686 эндогенных пожарах) хранится в отчетах, текстовых документах и практически не доступна для оперативного использования. Статистические данные по некоторым шахтам устаревают, так как разрабатываются новые горизонты, пласты, а некоторые шахты вообще закрыты. Обновление и уточнение статистических данных не проводятся. Проектные документы по шахтам, новым горизонтам, лавам и т.п. выполнены в виде текстовых отчетов и хранятся в библиотеках, отделах. Для оперативного использования они мало доступны.

Все это ограничивает возможности использования статистических данных и имеющейся документации для оценки степени опасности ведения горных работ на стадии проектирования и

на этапе принятия решения по управлению технологическими процессами в процессе эксплуатации.

Для профилактики эндогенных пожаров предлагается реализовать комплексную подсистему оценки и прогнозирования в составе систем управления угольных шахт и объединений. Подсистема предусматривает статистический анализ информации об опасных самонагреваниях углей и пожарах с коррекцией статистических данных на основе экспертно-статистических систем (ЭСС)[2], дискретный с ограниченным интервалом времени контроль газовыделений, систематический дистанционный контроль газовыделений, организацию экспертной оценки степени опасности эндогенных пожаров, обработку результатов экспертизы, их ввод в компьютерную систему и представление для использования, передачу данных в компьютерную сеть шахты (объединения), обработку, хранение и предъявление пользователям (ЛПР, диспетчеры),

Комплексная подсистема прогнозирования и профилактики эндогенных пожаров базируется на использовании современных распределенных систем поддержки принятия решений (СПР) (см. рисунок).

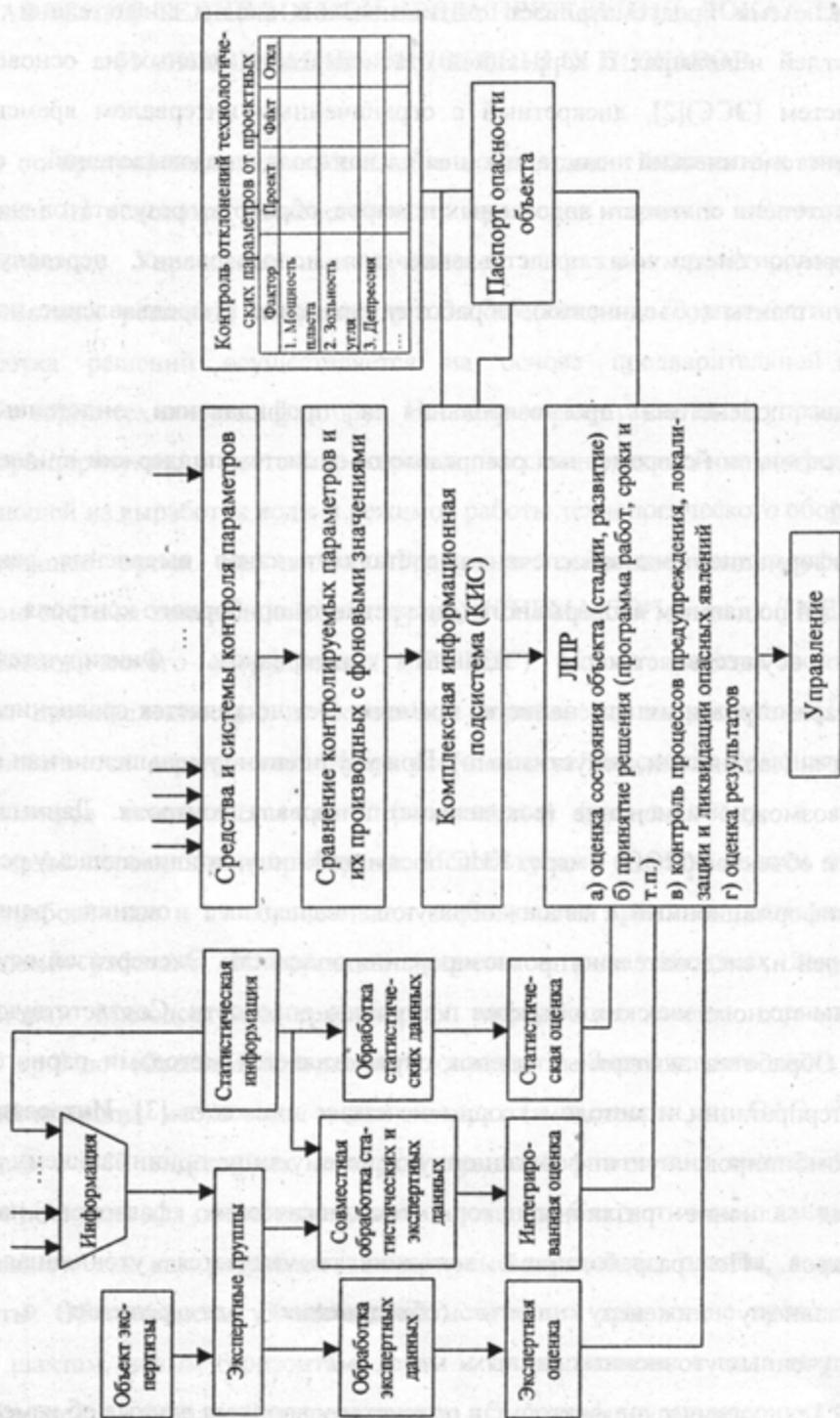
Основу информационного обеспечения составляет канал выявления ранних стадий самонагреваний углей по данным непрерывного (дискретного) приборного контроля.

Измерение осуществляется с заданным интервалом. Фиксируются значения контролируемых параметров и их изменение во времени. Осуществляется сравнение измеренных значений с фоновыми (заданными, допустимыми). При ухудшении (уменьшении или возрастании) этих параметров возможно изменение (сокращение) интервала контроля. Данные вводятся в Паспорта опасности объектов (ПОО) и через КИС поступают лицу, принимающему решение.

Второй информационный канал образуют экспертные оценки ранних стадий самонагревания углей и, следовательно, прогнозирования опасности. Экспертизой осуществляется ранжирование горно-технологических объектов по уровню опасности. Соответствующие данные вводятся в ПОО. Обработка экспертных оценок осуществляется методами парного сравнения, вероятностной интерпретации и методом теории нечетких множеств [3]. Интервальная оценка передается через комбинированную информационную систему лицу, принимающему решение.

Оценивается влияние различных горно-технологических факторов на опасность эндогенных пожаров. По разработанной методике вычисляется уточненная оценка и представляется главному инженеру шахты (объединения) для решения о дальнейшем использовании полученных уточненных данных.

По каналу "Технологические факторы" в подсистему вводятся данные об изменении в ходе осуществления горных работ (по сравнению с проектными значениями) основных технологических факторов.



Контроль отклонений технологических параметров от проектных

Фактор	Проект	Факт	Откл.
1. Мощности плавста			
2. Зольность угля			
3. Депрессия			
...			

Структура информационного обеспечения в системе управления опасными явлениями

Таким образом, для принятия решений о стадиях самонагрева углей и тенденциях их развития (следовательно, решения-прогноза об опасности эндогенного пожара) должностным лицам предъявляются три комплекса информации:

1. Данные непрерывного (дискретного) приборного газового контроля на объекте.
2. Экспертные оценки опасности объектов самонагрева углей.
3. Данные об отклонениях технологических параметров горных работ от проектных значений.

Фоном, на котором принимаются решения, являются статистические оценки влияния различных горно-геологических и горно-технологических факторов на опасные процессы.

Управляющие воздействия осуществляются с использованием методов теории поддержки принятия решений.

На шахте "Центральная" ОАО "Челябинскуголь" разработан проект комплекса аппаратуры газового контроля "МИКОН-1Р", который войдет впоследствии в автоматизированную подсистему предупреждения, локализации и ликвидации эндогенных пожаров. В настоящее время система позволяет контролировать эндогенную пожароопасность на южном крыле шахты по газовому составу шахтной атмосферы (метан, оксид углерода, водород, кислород), параметрам микроклимата (скорость движения воздуха). Были опрошены группы экспертов, которые позволили уточнить статистические данные об эндогенных пожарах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Матвеев В. В. Методы и средства индексации эндогенной пожароопасности /УТТГА. - Екатеринбург, 1996. - Деп. в ВИНТИ 22.11.96, N3405.B36, 1996. - 66 с.
2. Матвеев В.В., Казаков Ю. М. Экспертно-статистический метод корректировки прогноза эндогенной пожароопасности на угольных шахтах //Известия вузов. Горный журнал. - 1998. - N1. - С.108-111.
3. Матвеев В. В. Прогнозирование эндогенной пожароопасности на угольных шахтах /УТТГА. - Екатеринбург, 1998. - Деп. ВИНТИ 15.06.98 N3405.B98, 1998. - 114 с.

УДК 622-7-52: 51.001

Е.В. Прокофьев, В.Н. Ефремов, Э.С. Лапин

РАЗРАБОТКА АЛГОРИТМИЧЕСКИХ СТРУКТУР МОДЕЛЕЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ПРОЦЕССОВ ПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

При проектировании систем автоматизации технологических процессов важное значение имеет предварительное исследование объекта автоматизации с целью изучения его статических и

динамических свойств, выбора наиболее эффективных каналов управления, определение структуры системы управления и т. д.

Экспериментальные методы исследования объектов применять в этом случае затруднительно из-за сложности постановки эксперимента в промышленных условиях, из-за экономических затруднений (дороговизна постановки эксперимента и обработки его результатов) и т. д., а для вновь проектируемых технологических комплексов и в принципе невозможно.

Проще и рациональнее исследование сложных объектов автоматизации проводить на математических моделях.

Как и сами технологические комплексы (объекты автоматизации), их модели могут быть получены различными методами и могут отличаться друг от друга разной степенью сложности, разной точностью описания поведения реального объекта и т. д.

Аналитический путь получения математических моделей технологических комплексов процессов подготовки руды к обогащению (дробление, измельчение, классификация) и собственно процессов её обогащения (флотация, отсадка, магнитная сепарация и др.) является сложной задачей, часто трудно разрешимой из-за сложности механических, физико-химических явлений, происходящих в процессах переработки в установках промышленного типа.

Кроме того, учитывая, что указанные процессы, в том числе однотипные (например, основная флотация) реализуются в различных аппаратах, группах аппаратов и оборудования, скомпонованных сложным образом, с наличием обратных технологических связей, получение математических моделей таких процессов аналитически становится практически невозможным.

Возможен иной путь (кроме чисто аналитического) получения математического описания технологических комплексов, позволяющий получать хорошие результаты при синтезе различных систем автоматического управления тем или иным технологическим комплексом.

Можно показать, что любой технологический процесс может быть представлен как процесс, состоящий из простейших операций, объединённых в единую типовую структуру технологического комплекса.

В этом случае алгоритмические структуры моделей отдельных элементов (операций) комплекса могут быть представлены матрицей $[W_{ik}(p)]$ передаточных функций, дающих алгебраическую связь между изображениями по Лапласу входов и выходов:

$$Y_k = \sum_{i=1}^p W_{ik} \cdot U_i \quad (1)$$

Для сложных технологических объектов (комплексов), априорная информация о которых обычно недостаточна, удобно реализовать модели в виде инерционных звеньев, причём доказана возможность описания динамических характеристик устойчивых объектов высокого порядка с передаточными функциями типа:

$$W(p) = \frac{K \cdot e^{-p\tau}}{\prod_{j=1}^n (T_j p + 1)} \quad (2)$$

или

$$W(p) = \frac{K e^{-p\tau}}{(T p + 1)^n} \quad (3)$$

моделями упрощенных структур низкого порядка:

$$W_m(p) = \frac{K_m e^{-p\tau_m}}{\prod_{i=1}^m (T_{mi} p + 1)}, \quad m < n \quad (4)$$

$$W_M(p) = \frac{K_M e^{-pT_M}}{(pT_M + 1)^m}, \quad m < n \quad (5)$$

Обычно ограничиваются передаточными функциями порядка не выше второго.

Динамические модели технологических объектов (комплексов) обычно составляются для приращений входных и выходных параметров относительно их стационарных значений, что позволяет ограничиваться линейными моделями каналов управлений и возмущений.

Структурная идентификация технологического комплекса включает следующие операции:

- 1) выделение комплекса из общей схемы;
- 2) ранжирование входов и выходов комплекса по степени их влияния на выполнение целей управления;
- 3) определение рационального числа входов и выходов объекта, учитываемых в модели;
- 4) определение характера связей между входами и выходами объекта.

На рис. 1 показан пример одного из возможных типовых комплексов процесса дробления, состоящего из питателя, дробилки, грохота и конвейера.

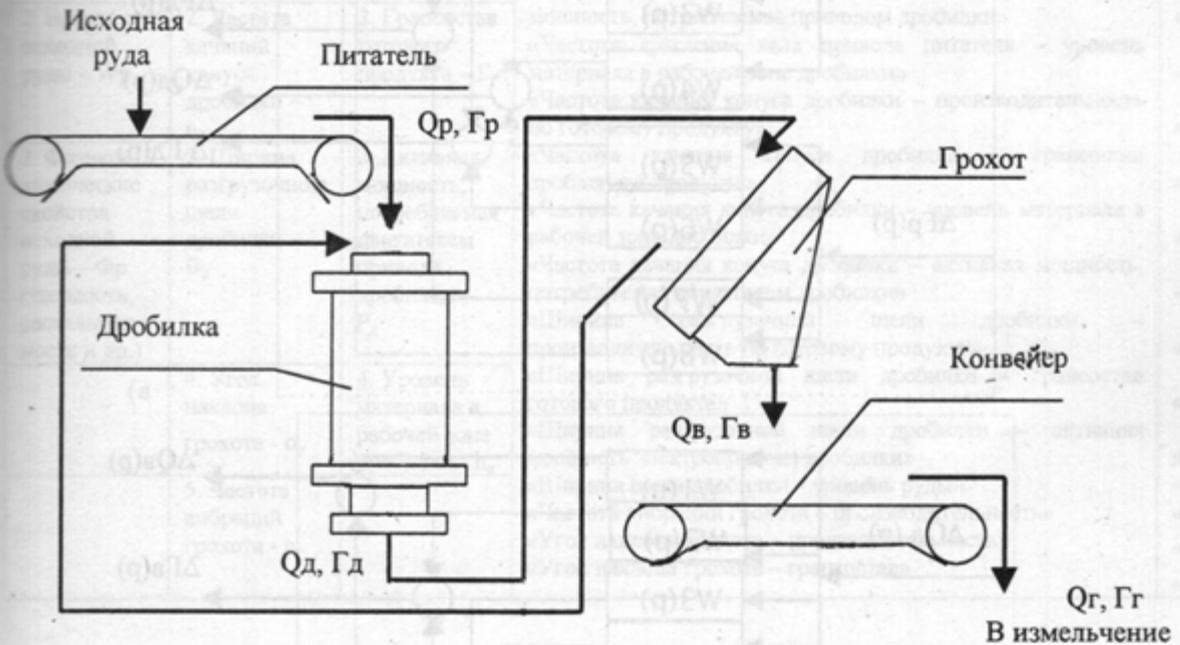


Рис. 1. Типовой технологический комплекс дробления: Q_p – количество руды, поступающей в дробилку, т/ч; G_r – гранулометрический состав руды, поступающей в дробилку, % заданного класса крупности; $Q_d, G_d, Q_v, G_v, Q_g, G_g$ – то же, соответственно расход руды и гранулометрический состав, на выходе дробилки, надрешётного продукта грохота и готового продукта

В таблице приведена обобщённая характеристика этого типового комплекса как объекта автоматического управления.

Алгоритмические структуры отдельных элементов комплекса представляются в виде, показанном на рис. 2. Передаточные функции элементов по различным каналам могут быть передаточными функциями инерционных звеньев первого и второго порядков с запаздыванием и без запаздывания, звеньями чистого запаздывания, безинерционными звеньями с запаздыванием и т. п.

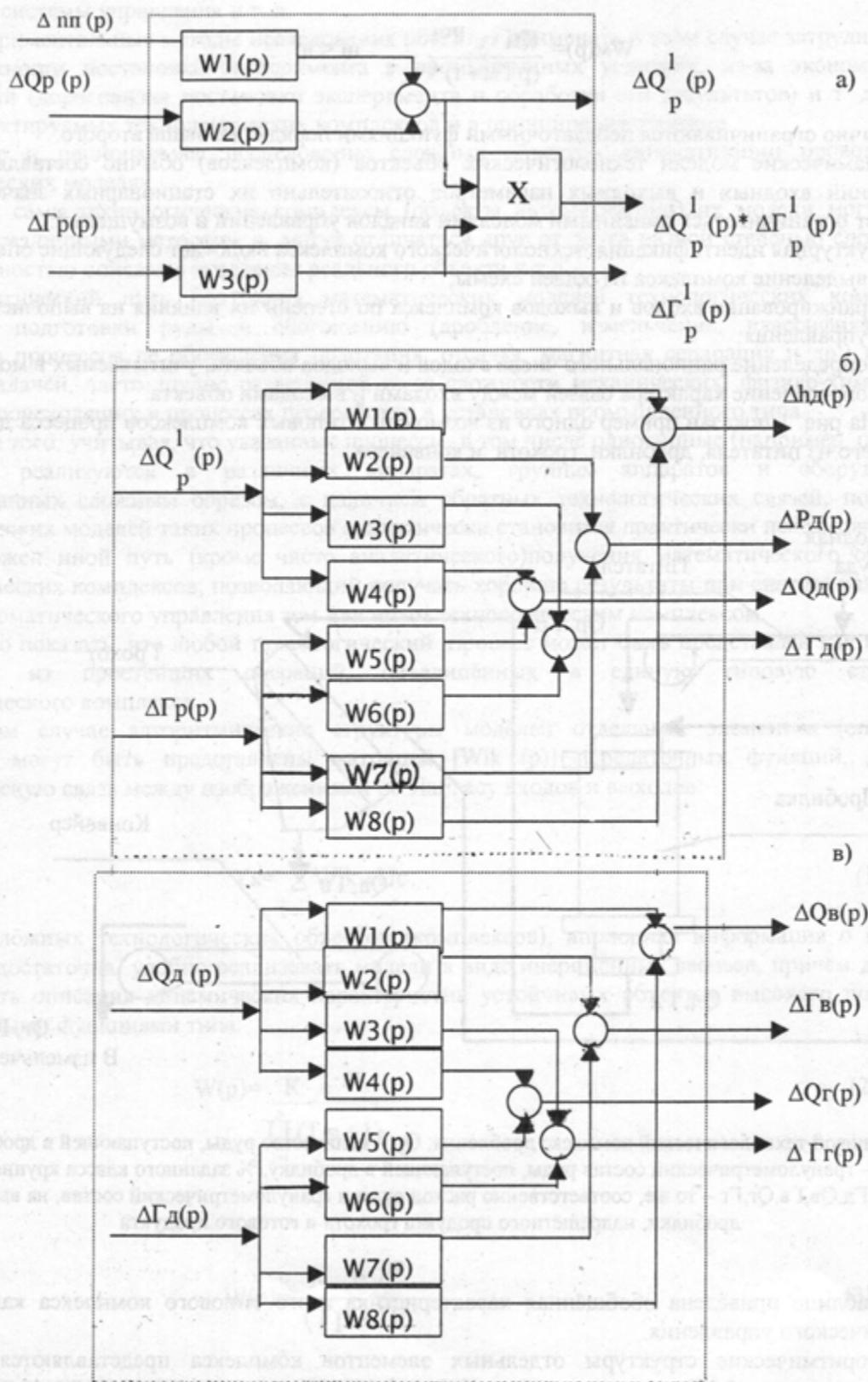


Рис. 2. Алгоритмические структуры элементов комплекса дробления:
 а - питатель(конвейер), б - дробилка; в - грохот

**Обобщенная характеристика типового комплекса дробления
(питатель – дробилка в замкнутом цикле с грохотом – конвейер)**

возмущающие	Параметры		Возможный канал управления	Обозначения
	Управляющие	управляемые		
1. Грансостав исходной руды - Г _р	1. Частота вращения вала привода питателя - n_n	1. Производительность по готовому продукту - Q_r	«Частота вращения вала привода питателя – производительность по готовому продукту» «Частота вращения вала привода питателя – грансостав готового продукта» «Частота вращения вала привода питателя – активная мощность, потребляемая приводом дробилки»	* « n_n-Q_r » « n_n-G_r »
2. Влажность исходной руды - W_p	2. Частота качаний конуса дробилки - n_d	2. Грансостав готового продукта - G_r	«Частота вращения вала привода питателя – уровень материала в рабочей зоне дробилки» «Частота качания конуса дробилки – производительность по готовому продукту»	« n_n-P_d » « n_n-h_d » « n_d-Q_r »
3. Физико-химические свойства исходной руды - Ф _р (твердость, раскальваемость и др.)	3. Ширина разгрузочной щели дробилки - B_d	3. Активная мощность, потребляемая двигателем привода дробилки - P_d	«Частота качания конуса дробилки – грансостав дробленого продукта» «Частота качания конуса дробилки – уровень материала в рабочей зоне дробилки» «Частота качания конуса дробилки – активная мощность, потребляемая двигателем дробилки»	« n_d-G_r » « n_d-h_d » « n_d-P_d »
	4. Угол наклона грохота - α_r	4. Уровень материала в рабочей зоне дробилки - h_d	4. Уровень материала в рабочей зоне дробилки - h_d	«Ширина разгрузочной щели дробилки – грансостав готового продукта» «Ширина разгрузочной щели дробилки – активная мощность электропривода дробилки» «Ширина щели дробилки – уровень руды»
	5. Частота вибраций грохота - n_r		«Частота вибраций грохота – производительность» «Угол наклона грохота – производительность» «Угол наклона грохота – грансостав»	« n_r-Q_r » « α_r-Q_r » « α_r-G_r »

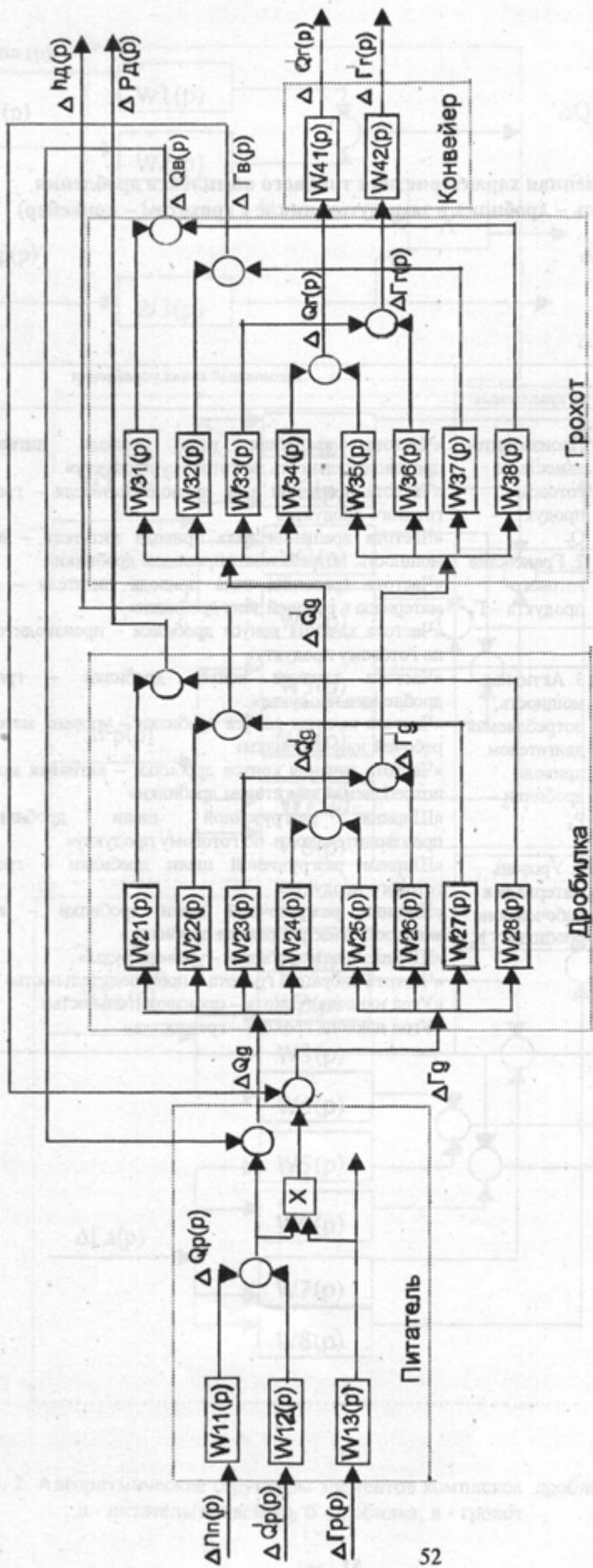


Рис.3. Алгоритмическая структура модели типового технологического комплекса дробления

Используя алгоритмические структуры простейших элементов, можно составить алгоритмическую структуру любого технологического комплекса, исходя из технологических связей элементов в комплексе.

Так, для рассматриваемого типового комплекса дробления развёрнутая алгоритмическая структура может быть представлена в виде, показанном на рис. 3.

Передаточные функции комплекса по отдельным каналам определяются в соответствии с правилами преобразования структурных схем, принятых в теории автоматического управления.

Рассмотрим в соответствии с рис. 3 один из возможных каналов управления « $\Delta n(p) - \Delta Q_r(p)$ » (приращение частоты вращения двигателя привода питателя - приращение количества готового продукта на выходе комплекса).

Алгоритмическая структура модели канала « $\Delta n(p) - \Delta Q_r(p)$ » представлена на рис. 4, передаточная функция комплекса по этому каналу запишется:

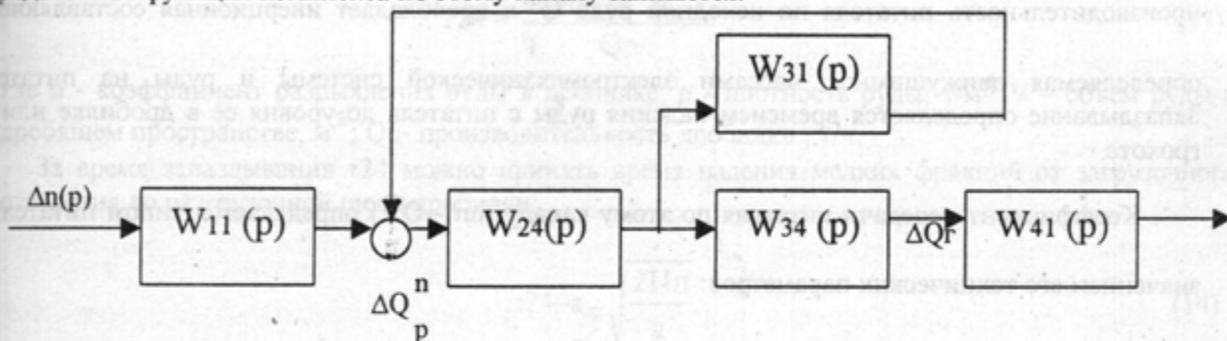


Рис. 4. Алгоритмическая структура модели комплекса дробления по каналу « $\Delta n(p) - \Delta Q_r(p)$ » (частота вращения привода питателя - количество готового продукта на выходе комплекса)

$$W_{\Delta n - \Delta Q_r}(p) = W_{11}(p) \frac{W_{24}(p)}{1 - W_{24} \cdot W_{31}(p)} W_{34}(p) W_{41}(p), \quad (6)$$

где $W_{11}(p)$ - передаточная функция питателя по каналу «частота вращения привода питателя - производительность питателя»; $W_{24}(p)$ - передаточная функция дробилки по каналу «расход руды в дробилку - производительность дробилки по готовому продукту»; $W_{34}(p)$ - передаточная функция грохота по каналу «расход руды на грохот - производительность грохота по подрешётному продукту»; $W_{31}(p)$ - передаточная функция грохота по каналу «расход руды на грохот - производительность грохота по надрешётному продукту»; $W_{41}(p)$ - передаточная функция конвейера.

Для параметрической идентификации технологических объектов можно использовать различные виды информации (априорную, апостериорную), получаемую из библиографических источников о результатах исследований комплексов или отдельных элементов комплексов, подобных идентифицируемому.

Параметрическая идентификация может осуществляться также по результатам экспериментов на промышленных, полупромышленных технологических комплексах или специальных лабораторных установках. При этом могут использоваться как активные, так и пассивные методы проведения экспериментов.

Особое место среди методов параметрической идентификации занимают аналитические методы, основанные на использовании закономерностей физико-химических процессов, протекающих в технологическом объекте, уравнений тепловых и материальных балансов, уравнения гидродинамики и т.п.

Точность этих методов параметрической идентификации вполне достаточна для использования моделей при исследовании автоматических систем регулирования, а несомненным достоинством является учёт в параметрах модели конструктивных, технических и технологических особенностей объекта идентификации.

По различным каналам связи питатель можно идентифицировать передаточной функцией инерционного звена первого порядка с запаздыванием:

$$W_n(p) = \frac{k_n}{T_n p + 1} e^{-p\tau_n}, \quad (7)$$

где K_n – коэффициент передачи питателя по конкретному каналу; T_n – постоянная времени питателя; τ_n – время запаздывания.

Соотношение между инерционной и запаздывающей частями выражения (7) для различных каналов изменяется.

По основному каналу регулирования «частота вращения привода питателя n_p – производительность питателя по исходной руде Q_p^p » преобладает инерционная составляющая, определяемая движущимися массами электромеханической системы и руды на питателе. Запаздывание определяется временем падения руды с питателя до уровня её в дробилке или на грохоте.

Коэффициент передачи питателя по этому каналу ($n_p - Q_p^p$) определяется типом питателя и значением его технических параметров:

$$k_n = \frac{Q_{pном}^p}{n_{пном}}, \quad (8)$$

где $Q_{пном}^p$ – номинальная (паспортная) производительность питателя т/ч;
 $n_{пном}$ – номинальная (паспортная) частота вращения привода питателя, об/мин.

Постоянную времени T_n по каналу “ $n_p - Q_p^p$ ” ориентировочно можно определить для всех типов питателей, кроме конвейерных, из выражения

$$T_n = 0.7(1 + N_{ном} \cdot 10^{-4}), \quad (9)$$

где $N_{ном}$ – номинальная мощность электропривода питателя, кВт.

Для конвейерных (ленточных) питателей T_n определяется по формуле

$$T_n = 0.7(1 + N_{ном} \cdot 10^{-4}) \left(1 + \frac{l_k}{60}\right), \quad (10)$$

где l_k – длина конвейера, м.

Время запаздывания τ_n по каналу “ $n_p - Q_p^p$ ” определяется из выражения

$$\tau_n = \sqrt{\frac{2H_p}{g}}, \quad (11)$$

где H_p – высота падения руды до дробилки, м; g – ускорение свободного падения, м/с².

Дробильный агрегат можно рассматривать как аппарат, выполняющий две операции – дробление и транспортирование руды. При дроблении в дробящем пространстве всегда имеется руда, которая под действием собственного веса перемещается вниз. Скорость перемещения руды,

которая определяет производительность дробилки и крупность дроблёного продукта, зависит от физико-механических свойств руды. Время замены в дробящем пространстве руды одного качества рудой другого качества, принимаемое за постоянную времени дробилки $T_{др}$ определяется количеством руды в дробящем пространстве и производительностью дробилки.

По основным каналам связи процесс дробления идентифицируется инерционным звеном первого порядка с запаздыванием:

$$W_{24}(p) = \frac{k_{др}}{T_{др}p + 1} e^{-p\tau_{24}} \quad (12)$$

Постоянная времени дробилки определяется из выражения

$$T_{24} = \frac{3600 \mu \rho V}{Q_p}, \quad (13)$$

где μ - коэффициент разрыхления руды в дробилке; ρ - плотность руды, т/м³; V - объём руды в дробящем пространстве, м³; Q_p - производительность дробилки, т/ч.

За время запаздывания τ_{24} можно принять время падения мелких фракций от загрузочного отверстия до разгрузочной щели дробилки:

$$\tau_{24} = a_{др} \sqrt{\frac{2Hп}{g}}, \quad (14)$$

где $a_{др}$ - коэффициент, учитывающий несвободное падение руды, изменяющийся в пределах 1,5-2,5; H - величина пути падения от загрузочной до разгрузочной щели дробилки, м.

Коэффициенты передачи по различным каналам рассчитываются по качественно-количественной схеме процесса дробления и с учётом технических характеристик дробилки.

В общем случае процесс грохочения по отдельным каналам можно идентифицировать передаточной функцией инерционного звена первого порядка с запаздыванием:

$$W_{гр}(p) = \frac{k_{гр}}{T_{гр}p + 1} e^{-p\tau_{гр}} \quad (15)$$

причём соотношение инерционной и запаздывающей составляющих изменяется в зависимости от конкретного канала связи.

В нашем случае передаточная функция грохота по каналу «расход руды на грохот - производительность грохота по надрешётному продукту» будет иметь вид:

$$W_{31}(p) = \kappa_3 e^{-p\tau_{31}} \quad (16)$$

Время запаздывания определяется из выражения

$$\tau_{31} = \frac{\ell_{гр}}{v_{гр}}, \quad (17)$$

где $\ell_{гр}$ - длина рабочей части грохота, м; $v_{гр}$ - средняя скорость движения руды по грохоту, м/с.

Средняя скорость движения материала для самобалансных грохотов составляет 0,2-0,25, для инерционных наклонных грохотов - 0,5-0,65 м/с.

Коэффициенты передачи K_{31} определяются по качественно-количественной схеме. Передаточная функция грохота по каналу «расход руды на грохот - производительность грохота по подрешётному продукту» имеет вид

$$W_{34}(p) = \frac{k_{34}}{T_{34}p + 1}, \quad (18)$$

причём постоянная времени определяется приближённо:

$$T_{34} \approx (0,3-0,4)T_{31}, \quad (19)$$

а коэффициент передачи определяется по качественно-количественной схеме.

Передаточная функция конвейера

$$W_{41}(p) = e^{-p\tau_{41}}, \quad (20)$$

где τ_{41} - время транспортного запаздывания, определяемое длиной конвейера l_k и скоростью движения ленты конвейера v_k :

$$\tau_{31} = \frac{l_k}{v_k} \quad (21)$$

Подобным образом производится структурная и параметрическая идентификация элементов технологического комплекса по другим каналам управления и связи.

Коэффициенты передачи по отдельным каналам определяются по качественно-количественной схеме конкретного технологического комплекса с учётом весовых коэффициентов, учитывающих влияние входных параметров на выходные.

В общем случае, разработанные по данной методике алгоритмические структуры моделей технологических комплексов позволяют исследовать объект управления в широком диапазоне изменения передаточных коэффициентов комплекса, изучить характер и степень влияния технологических обратных связей в типовых, достаточно сложных комплексах, изучить влияние различного рода возмущающих воздействий на характер переходных процессов в синтезируемой системе по любому каналу управления.

Моделирование автоматических систем управления сложными технологическими комплексами с использованием алгоритмических структур моделей их различных каналов позволяет определять и оптимальную структуру многоконтурных систем управления, легко, с достаточной для практических целей точностью определять оптимальные значения параметров настройки регуляторов основных и корректирующих контуров.

УДК 622.7-52:51.001

Е.В. Прокофьев, В.Н. Ефремов

СТРУКТУРА ОБУЧАЮЩЕЙ ПРОГРАММЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ И СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ИМИ

Целью разработки учебно-исследовательской обучающей программы системы автоматизированного проектирования автоматических систем управления является формирование

у студентов (специалистов) навыков выполнения полного цикла предпроектных исследований объекта автоматизации и проектирования автоматических систем при тесном взаимодействии с ЭВМ. При этом, учитывая учебный характер программы, очень важным является рациональное распределение функций между проектировщиком и ЭВМ и обоснованный выбор методов машинного решения задач проектирования.

Машинные методы проектирования позволяют проводить предпроектное исследование объекта на математических моделях, сокращая сроки проектирования и экономя средства на экспериментальные исследования. При этом для создания учебно-исследовательской обучающей программы необходимы:

- математические модели отдельных элементов и технологических комплексов подготовительных и основных процессов обогащения;
- базы данных, содержащие систематизированные сведения справочного характера (характеристики технологического оборудования, типовых технологических комплексов, технических средств автоматизации и т.д.);
- унифицированные и стандартные методы проектирования.

Обучающая программа должна обеспечивать иерархичность проектирования, строиться на исследовании типовых и унифицированных элементов и позволять пополнение, совершенствование и обновление ее основных частей.

Учебно-исследовательский характер обучающей программы предполагает наличие в ее составе большого количества информационно - обучающих элементов по отдельным вопросам, решаемых в процессе исследования и проектирования технологических комплексов и систем управления ими.

В связи с вышесказанным предлагается следующая структура обучающей программы.

Основу обучающей программы составляют пять независимых последовательных блоков, каждый из которых выполняет строго определенные задачи исследования, процессов и проектирования систем управления ими как в комплексе обучающей программы, так и отдельно.

Блок 1 - блок выбора схем и технологического оборудования подготовительных и основных технологических процессов обогащения.

Входной информацией блока являются исходные заданные технологические параметры материального потока, проходящего через комплекс (производительность, крупность, плотность, массовые доли элементов и т.д.).

В состав блока входят:

- пакет прикладных программ выбора схем и технологического оборудования подготовительных и основных технологических процессов обогащения;
- базы данных механического оборудования подготовительных, вспомогательных и основных технологических процессов обогащения;

- базы типовых (часто встречающихся) технологических комплексов;
- базы графических изображений технологических механизмов комплексов (графические изображения оборудования принимаются в соответствии со стандартами, либо - при его отсутствии - по рекомендациям технологов);
- пакет прикладных программ графических изображений и построений;
- пакет информационно - обучающих элементов.

Выходной информацией блока являются схемы цепей аппаратов технологических комплексов с техническими данными механического оборудования.

Блок 2 - блок исследования технологических комплексов подготовительных и основных технологических процессов как объектов автоматизации.

Входной информацией блока могут служить выходные данные блока 1 (схема и технические данные оборудования) либо подобные данные, вводимые исследователем.

Задачами блока является формирование алгоритмических структур технологических комплексов по заданной схеме цепи аппаратов, определение и выбор каналов управления комплексами и исследование их с целью определения динамических параметров по различным каналам управления.

В состав блока входят:

- пакет прикладных программ формирования, выбора и исследования алгоритмических структур подготовительных и основных технологических комплексов;
- база данных алгоритмических структур элементов технологических комплексов;
- база данных алгоритмических структур типовых комплексов подготовительных и основных технологических процессов;
- пакет прикладных программ графических изображений и построений;
- пакет прикладных программ определения динамических параметров элементов технологических комплексов;
- пакет информационно - обучающих элементов.

Выходной информацией блока 2 являются значения динамических параметров объекта (K_0 , τ_0 , T_0) по выбранному каналу управления.

Блок 3 - блок технической реализации системы автоматического регулирования.

Входной информацией этого блока являются величины динамических параметров объекта по определенному каналу, получаемые на выходе блока 2, и вводимые исследователем требуемые показатели качества переходного процесса проектирования системы, структуре системы управления и данные о необходимом информационном обеспечении каждого уровня управления.

Задачами блока 3 являются составление схемы автоматизации, выбор технических средств реализации схемы автоматизации, закона регулирования и определение величин настроечных и установочных параметров регулятора.

В состав блока 3 входят:

- пакет прикладных программ графического представления структур схем автоматизации и их исполнения;
- пакет прикладных программ выбора технических средств автоматизации, закона регулирования и определения значений расчетных и установочных параметров настройки регулятора;
- база данных технических средств автоматизации (датчики, вторичные приборы, преобразователи, регуляторы, исполнительные механизмы, регулирующие органы, вспомогательная аппаратура и т.д.);
- пакет информационно - обучающих элементов.

Выходной информацией блока 3 является схема автоматизации, выполненная в соответствии со структурой системы управления, а также типы технических средств реализации проектируемой автоматической системы управления, величины настроечных параметров регулятора и алгоритмическая структура системы.

Блок 4 - блок исследования работоспособности систем автоматического регулирования.

Входной информацией блока является либо выходная информация блока 3 (алгоритмическая структура автоматической системы регулирования), либо вводимая исследователем алгоритмическая структура какой-либо другой системы.

Задачами блока 4 является расчет устойчивости автоматической системы, построение области устойчивости в плоскости параметров настроек, кривых переходных процессов системы по заданию и возмущению, оценка качественных показателей переходного процесса системы, ее надежности и моделирование автоматической системы регулирования с целью определения значений настроечных параметров для достижения заданных показателей качества переходного процесса.

В состав блока 4 входят:

- пакет прикладных программ исследования работоспособности автоматической системы регулирования (устойчивости, качества, надежности, областей устойчивости и т.д.);
- пакет информационно - обучающих элементов.

Выходной информацией блока 4 является амплитудно-фазовая частотная характеристика с оценкой запасов устойчивости по модулю и фазе, область устойчивости в плоскости параметров настройки регулятора, показатели качества переходного процесса системы при расчетных и оптимальных величинах параметров настройки регулятора, обеспечивающих заданные показатели качества и кривые переходного процесса при оптимальных настройках.

Блок 5 - блок составления принципиальных электрических и монтажных схем.

Входной информацией блока 5 является схема автоматизации и типы приборов, входящих в систему автоматического регулирования.

Задачей блока 5 является комплектование пакета документации, обеспечивающей монтаж схемы автоматического регулирования.

В состав блока 5 входят:

- пакет прикладных программ составления принципиальных электрических схем систем автоматического регулирования;
- пакет прикладных программ графических изображений и построений;
- база схем внешних соединений технических средств автоматизации;
- пакет прикладных программ составления таблиц подключений и соединений;
- пакет информационно - обучающих элементов.

Выходной информацией блока 5 являются принципиальные электрические схемы автоматических систем регулирования и таблицы подключений и соединений.

Таким образом, обучающая программа учебно-исследовательской САПР выполняет полный комплекс работ по синтезу и проектированию автоматических систем регулирования.

Блочный подход к структуре обучающей программы позволяет использовать каждый блок как индивидуально для решения частных задач проектирования, синтеза и исследования систем автоматического регулирования, так и комплексно для решения общих задач.

УДК 622.333.007.5

И.Ф.Ольховский

КОМПЛЕКСНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ГОРНО - ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РАСПРЕДЕЛЕННЫХ БАЗ ДАННЫХ

На протяжении всего времени существования кафедры автоматизации производственных процессов Уральской государственной горно-геологической академии ее сотрудниками выполнялись научные исследования в области управления горно-обогатительными процессами. В работах [1-3] и др. рассматривались вопросы моделирования и локального управления отдельными горно-обогатительными процессами, а также вопросы комплексного подхода к управлению горно-обогатительными процессами как единым объектом.

Современное горно-обогатительное предприятие представляет собой сложный производственный комплекс, предназначенный для добычи и переработки полезных ископаемых. Одной из важнейших задач, возникающих при работе такого предприятия, является обеспечение состава продуктов переработки на всех стадиях в технологически допустимых пределах. Кроме

того, все более актуальными становятся вопросы контроля качества продуктов и состояния очистных сооружений.

Достаточно большие расстояния между подразделениями предприятия, их удаленность от очистных сооружений, как правило, затрудняют эффективный контроль и согласование технологически связанных параметров. Решение этих задач возможно при наличии на предприятии распределенной системы контроля и управления качеством технологических продуктов на всех стадиях переработки.

С развитием компьютерных технологий, программного обеспечения, применяемого в современных системах управления, в том числе с использованием операционных систем, таких, как UNIX и QNX, открываются широкие возможности для разработки распределенных информационно-управляющих систем для управления горно-обогатительными технологическими процессами. Это позволяет развивать идеи комплексного подхода к управлению технологическими процессами горно-обогатительного предприятия на базе новых технологий.

Одними из важных требований, предъявляемых к системе управления горно-обогатительными процессами, являются обеспечение оперативного доступа к технологической информации для специалистов различного уровня управления, возможности оперативного изменения конфигурации самой системы. Это обуславливается изменениями структуры или свойств объекта или системы управления в процессе эксплуатации, ремонта или замены оборудования, средств контроля и управления, подключением к системе дополнительных аппаратных средств и т.д., например, при замене, отключении, перенастройке старых или подключении новых датчиков, ремонте технологического оборудования, изменении места расположения и т.д.

Не менее важным требованием к информационно-управляющей системе горно-обогатительного предприятия является обеспечение долговременного хранения информации о параметрах объектов управления и самой системы. Это необходимо как для подготовки отчетной документации за регламентированные периоды времени (за смену, сутки, декаду и т.д.), так и для последующей научной обработки информации.

Современная информационно-управляющая система, как правило, представляет собой распределенную компьютерную сеть, обеспечивающую доступ к информации о технологическом объекте и ее обработку в зависимости от требований пользователей, работающих на конкретном компьютере (узле) сети.

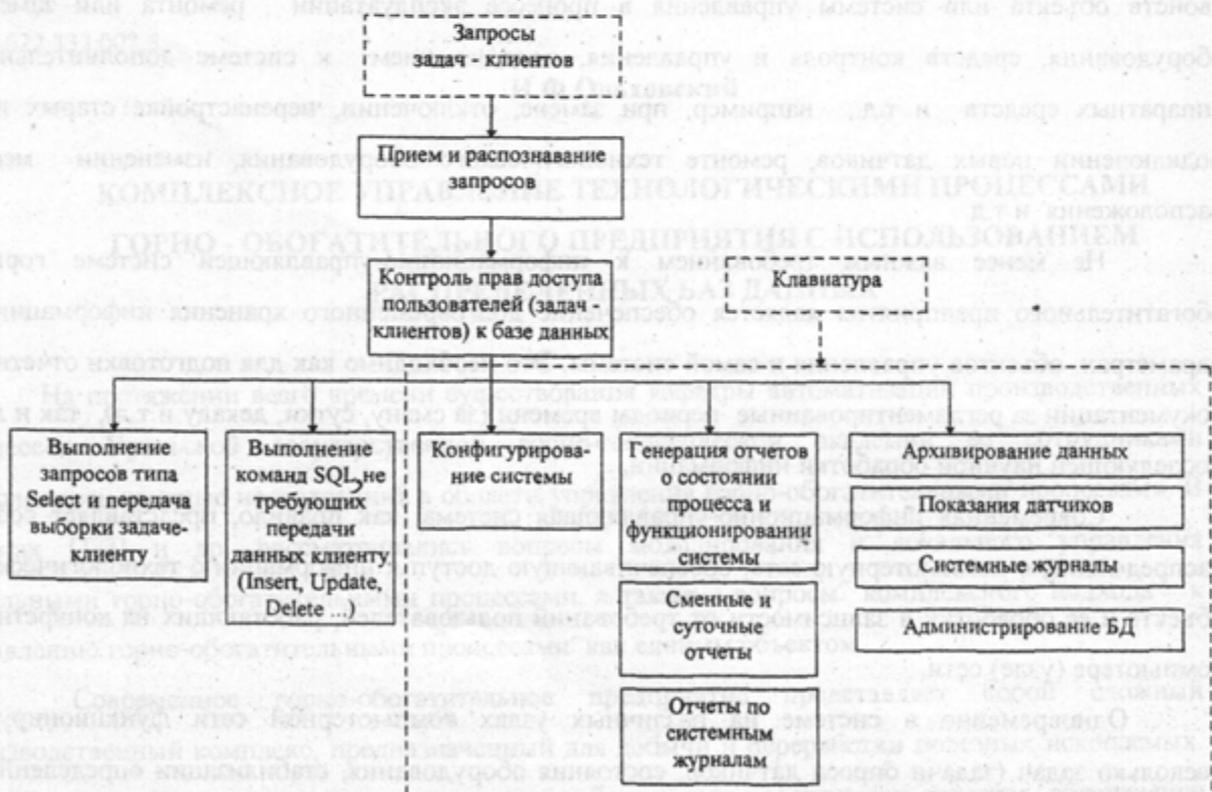
Одновременно в системе на различных узлах компьютерной сети функционируют несколько задач (задачи опроса датчиков, состояния оборудования, стабилизации определенных технологических параметров, администрирования системы и т.д.). Практически все задачи используют информацию о текущей конфигурации системы.

Важным современным требованием к системе является возможность удаленного доступа к данным удаленных пользователей, в том числе по Internet.

В этой связи возникает необходимость разработки в рамках системы управления специализированной базы данных для хранения информации о состоянии процесса, конфигурации системы, свойствах составляющих ее элементов, поддерживающих удаленный доступ к данным.

Для решения этой задачи в операционной среде QNX разработана специализированная система управления распределенной базой данных - SQL- сервер, позволяющая хранить и оперативно передавать другим задачам информацию о конфигурации системы, значениях технологических параметров, генерировать отчеты и архивировать данные о состоянии объектов и системы управления за определенные промежутки времени. SQL- сервер обеспечивает возможность удаленного доступа к данным по Internet протоколу TCP/IP. База данных представляется структурой из взаимосвязанных таблиц, в которых хранится текущая информация о конфигурации системы и показаниях датчиков за период до 1 декады и архивная - за период до 1 года.

Алгоритмическая структура СУБД представлена на рисунке. Для обеспечения доступа к данным разработаны программы - клиенты в среде Windows и QNX (Photon Windowing System).



Алгоритмическая структура SQL – сервера

Программа SQL - сервер показала устойчивую работу на угольных шахтах ОАО «Челябинскуголь». Программа позволяет хранить информацию и конфигурировать системы управления, включающие до 10 000 единиц оборудования (датчиков, станций, устройств управления и т.д.).

Учитывая универсальную структуру файла конфигурации системы, систему удаленного доступа к данным и возможность обработки, архивирования и хранения информации о большом количестве оборудования за длительные периоды времени, программа при незначительной адаптации может быть использована в управляющих информационных системах на горно-обогатительных предприятиях.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Прокофьев Е.В., Комаров А.Я., Тимухина В.В., Кухаренко И.Ф. Оценка эффективности управления процессами обогащения силивинитовых руд // Автоматическое управление технологическими процессами в горной промышленности: Труды СГИ. Вып. 3. - Свердловск, 1989. - С.89-90.

2. Прокофьев Е.В., Тимухина В.В., Кухаренко И.Ф. Управление комплексом «Измельчение – флотация» с использованием информации о вещественном составе руд // Автоматическое управление технологическими процессами в горной промышленности: Труды СГИ. Вып.3. - Свердловск, 1990. - С.94-97.

3. Тимухина В.В., Кухаренко И.Ф. Структурная и параметрическая идентификация технологического комплекса "измельчение-флотация" // Интенсификация и повышение эффективности горных и геолого-разведочных работ для обеспечения минеральным сырьем промышленности Урала. - Свердловск, 1982. - С.27.

УДК 622.7.01

А.В. Белокрылецкий, В. И. Белокрылецкий

К ТЕОРИИ РАЗДЕЛЕНИЯ БИНАРНОЙ СМЕСИ ЧАСТИЦ

Бинарная смесь материала представляет собой механическую смесь частиц двух компонентов, отличающихся физическими свойствами.

Независимо от того, в каком аппарате осуществляется разделение, назначение его неизменно - разделять исходный материал таким образом, чтобы получить максимально возможную разницу в продуктах разделения.

Метод оптимизации разделения, объективно и наиболее полно отражающий степень совершенства процесса, может быть определен из существа происходящих при разделении явлений. Идеально работающий разделительный аппарат должен выделить из исходного материала все частицы ценного компонента в концентрат и не пропустить в него частицы породы, то есть обеспечить максимальную разницу в составах получаемых продуктов.

Определяющей чертой процесса разделения является его массовый характер, так как число частиц, участвующих в нем, практически бесконечно велико. Поэтому даже при значительном различии физических свойств разделяемых частиц имеется определенная вероятность того, что часть из них попадет не в свой продукт. В реальном разделении эта вероятность может возрасти из-за несовершенства разделительных аппаратов.

Таким образом, при разделении разница в качественном составе обоих продуктов отличается от максимальной величины. Эта разница позволяет судить о степени совершенства процесса разделения, то есть о его технологической эффективности. Для установления показателя эффективности необходимо рассмотреть, в общем, явления, происходящие при разделении.

Процесс разделения бинарной смеси представим на плоскости прямоугольной системы координат разложением вектора исходного материала на векторы продуктов разделения (концентрат и хвосты). Осями координат примем производительности полезного и бесполезного компонента в относительных единицах. По оси абсцисс будем откладывать относительную производительность бесполезного компонента (породы) g^n , а по оси ординат – относительную производительность полезного компонента g .

Исходное сырье на рис. 1 представлено вектором G_a .

Проекция этого вектора на ось абсцисс есть относительная производительность пустой породы с исходным g_a^n , а проекция вектора исходного на ось ординат – относительная производительность ценного компонента (минерала) с исходным g_a . С другой стороны, в относительных единицах производительность полезного компонента с исходным материалом численно равна содержанию его в нем α , в долях единицы. Производительность породы с исходным материалом численно равна содержанию ее в нем, то есть $g_a = \alpha$ и $g_a^n = 1 - \alpha$. Следовательно, сумма проекций вектора исходного материала, то есть производительность по нему, равна единице: $g_a + g_a^n = \alpha + (1 - \alpha) = 1$.

Гипотетически, при изменении содержания ценного компонента в исходном материале от нуля до единицы, вектор исходного поворачивается против часовой стрелки относительно начала координат от оси абсцисс до оси ординат на величину прямого угла. Годографом вектора исходного материала будет прямая АЕ, которая является гипотенузой прямоугольного треугольника ОАЕ, каждый катет которого равен единице, поэтому его назовем единичным

треугольником. Единичный треугольник обладает замечательным свойством, которое заключается в том, что сумма проекций на оси координат любой точки гипотенузы равна единице.

Указанное свойство позволяет легко и наглядно представить процесс разделения на плоскости по известным содержаниям ценного компонента в исходном материале и продуктах разделения. Это осуществляется

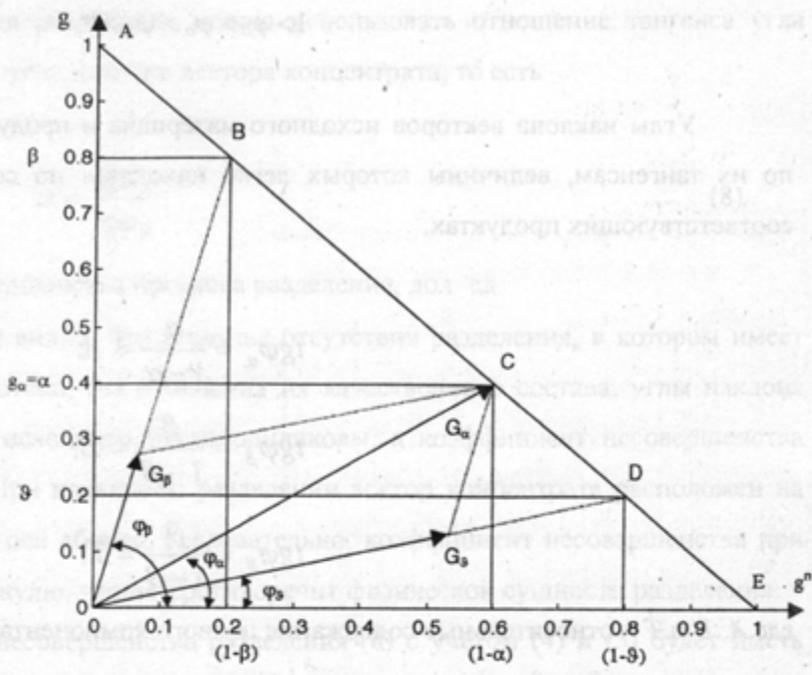


Рис. 1. Графическое представление разделения бинарной смеси на два продукта

следующим образом. Отложим на оси ординат отрезок OF, равный содержанию ценного компонента в исходном материале, а затем проведем через точку F линию, параллельную оси абсцисс до пересечения с гипотенузой AE единичного треугольника. Точка их пересечения C есть не что иное, как точка конца вектора исходного G_α , соединяющего начало координат с точкой пересечения. Горизонтальная проекция вектора исходного материала будет равна относительной производительности по породе с ним, равной содержанию породы в исходном материале $(1 - \alpha)$.

Аналогично по содержаниям полезного компонента в концентрате β и хвостах ϑ находим точки B и D. Соединим эти точки с началом координат и получим линии OB и OD, направления которых соответствуют направлениям векторов продуктов разделения. Разложив вектор исходного по указанным направлениям, получим вектор концентрата G_β и вектор хвостов G_ϑ .

Вектор хвостов лежит на линии OD с углом наклона относительно оси абсцисс φ_ϑ . Вектор исходного G_α составляет с осью абсцисс угол φ_α , а вектор концентрата – угол φ_β .

Гипотетически для этих углов по рис. 1 справедливо следующее неравенство:

$$1 \geq \varphi_\beta \geq \varphi_\alpha \geq \varphi_\vartheta \geq 0. \tag{1}$$

В силу же вероятностного характера процесса разделения и несовершенства разделительных аппаратов для реальных условий разделения неравенство (1) примет следующий вид:

$$1 > \varphi_{\beta} > \varphi_{\alpha} > \varphi_{\vartheta} > 0. \quad (2)$$

Углы наклона векторов исходного материала и продуктов разделения можно определить по их тангенсам, величины которых легко находятся по содержаниям ценного компонента в соответствующих продуктах:

$$\operatorname{tg} \varphi_{\alpha} = \frac{\alpha}{1-\alpha} = A; \quad (3)$$

$$\operatorname{tg} \varphi_{\beta} = \frac{\beta}{1-\beta} = B; \quad (4)$$

$$\operatorname{tg} \varphi_{\vartheta} = \frac{\vartheta}{1-\vartheta} = T; \quad (5)$$

где A , B и T – относительные содержания ценного компонента в исходном материале, концентрате и хвостах; α , β и ϑ – содержания полезного компонента в исходном материале, концентрате и хвостах, в долях ед.; φ_{α} , φ_{β} и φ_{ϑ} – углы наклона относительно оси абсцисс векторов исходного, концентрата и хвостов, в радианах.

Анализируя процесс разделения, представленного разложением вектора исходного на векторы продуктов разделения на рис.1, в качестве оценки эффективности разделения, инвариантной к качеству исходного материала, можно использовать угол между векторами концентрата и хвостов, то есть угол, равный разности углов наклона векторов концентрата и хвостов:

$$\eta = \varphi_{\beta} - \varphi_{\vartheta}, \quad (6)$$

где η – эффективность процесса разделения.

При идеальном разделении этот угол будет прямым, а при отсутствии разделения он равен нулю, то есть чем выше эффективность разделения, тем больше угол между векторами продуктов разделения.

Используя (4) и (5), выражение эффективности разделения (6) представим в следующем виде:

$$\eta = \operatorname{arctg} \frac{\beta}{1-\beta} - \operatorname{arctg} \frac{\vartheta}{1-\vartheta}. \quad (7)$$

Полученная оценка эффективности (7) имеет существенный недостаток, который заключается в том, что вычисление эффективности сопряжено с использованием тригонометрических таблиц.

В качестве оценки процесса разделения можно использовать отношение тангенса угла наклона вектора хвостов к тангенсу угла наклона вектора концентрата, то есть

$$v = \frac{\operatorname{tg} \varphi_{\beta}}{\operatorname{tg} \varphi_{\alpha}}, \quad (8)$$

где v - коэффициент несовершенства процесса разделения, дол. ед.

При анализе выражения (8) видно, что в случае отсутствия разделения, в котором имеет место деление исходного на два потока, без изменения их качественного состава, углы наклона векторов продуктов разделения и исходного будут одинаковы, а коэффициент несовершенства разделения будет равен единице. При идеальном разделении вектор концентрата расположен на оси ординат, а вектор хвостов - на оси абсцисс, следовательно, коэффициент несовершенства при идеальном разделении будет равен нулю, что не противоречит физической сущности разделения.

Выражение коэффициента несовершенства разделения (8) с учетом (4) и (5) будет иметь следующий вид:

$$v = \frac{\frac{g}{1-g}}{\beta} = \frac{T}{1-\beta} \quad (9)$$

Выражение (9) показывает, что относительное содержание полезного компонента в хвостах пропорционально относительному содержанию его в концентрате, и чем больше значение коэффициента несовершенства, тем больше будет относительное содержание полезного компонента в концентрате, что соответствует ухудшению процесса разделения, то есть снижению эффективности разделения.

Эффективность процесса разделения можно оценивать коэффициентом технологической эффективности разделения:

$$\eta = 1 - v, \quad (10)$$

где η - коэффициент технологической эффективности разделения в дол. ед.

Выражение (9) представляет собою закон разделения в одной из самых компактных форм его записи.

Для описания процесса разделения можно использовать технологическую функцию разделения по содержанию (ТФРС). Технологической функцией разделения по содержанию назовем аналитическое выражение зависимости содержания полезного компонента в концентрате от содержания его в хвостах.

Выражение (9) с учетом (10) есть технологическая функция разделения по содержанию:

$$\beta = \frac{\vartheta}{1 - \eta(1 - \vartheta)} \quad (11)$$

ТФРС (11) является частью дробно-линейной функции одного параметра η для реального разделения со следующими ограничениями:

$$\beta > \alpha > \vartheta. \quad (12)$$

ТФРС соответствует технологическая характеристика разделения по содержанию. Технологической характеристикой разделения по содержанию (ТХРС) назовем график зависимости содержания полезного компонента в концентрате от содержания этого компонента в хвостах.

Согласно ТФРС (11) и ограничениям (12) ТХРС является частью DE равноугольной гиперболы ODEB с асимптотами, параллельными осям координат (рис.2).

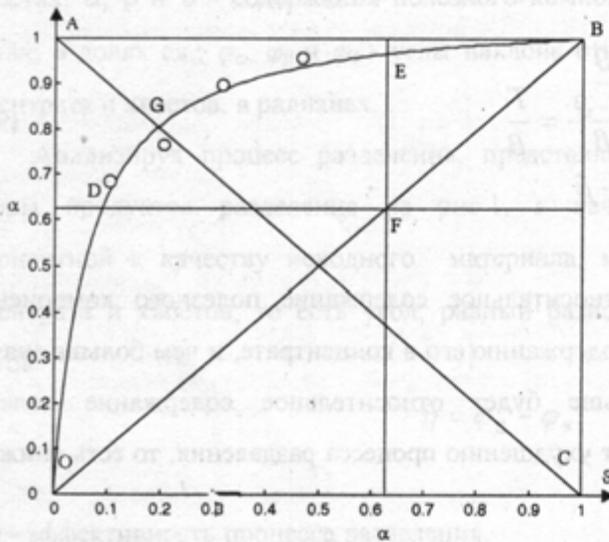


Рис.2. Технологическая характеристика разделения бинарной смеси исходного на два продукта, качество которых оценивается содержанием в них полезного компонента

Рассмотрим, соответствуют ли физическим представлениям о совершенстве процесса разделения экстремальные значения коэффициента технологической эффективности разделения.

При отсутствии разделения по какому-либо физическому признаку в разделительном аппарате коэффициент технологической эффективности разделения равен нулю. В этом случае технологическая функция (11) будет иметь следующий вид:

$$\beta = \vartheta = \alpha. \quad (13)$$

Технологической функции (13) соответствует характеристика, представляющая собой точку $F(\alpha, \alpha)$ на рис.2. В этом случае разделительный аппарат работает как делитель исходного на продукты одинакового качества с исходным материалом.

При идеальном разделении, которому соответствует значение коэффициента технологической эффективности, равное единице, технологическая функция примет вид

$$\beta = 1, \text{ при } \vartheta = 0. \quad (14)$$

Выражение (14) показывает, что идеальному разделению соответствует точка А на рис. 2.

Технологическая характеристика реального процесса разделения, соответствующая технологической функции (11), - это часть DE гиперболы ODEB. Она показывает: с увеличением содержания ценного компонента в хвостах увеличивается содержание его в концентрате. Причем, в начале малому приращению содержания ценного компонента в хвостах соответствует значительно большее приращение полезного компонента в концентрате, затем это приращение уменьшается. В точке G пересечения технологической характеристики разделения с диагональю AC оно становится равным, а далее приращению полезного компонента в хвостах соответствует меньшее приращение содержания полезного компонента в концентрате. Таким образом, при увеличении коэффициента технологической эффективности от 0 до 1 технологическая характеристика из точки F превращается в отрезок DE равносторонней гиперболы ODEB, далее становится последовательно все более выпуклой и при $\eta=1$ вырождается в точку A(0,1). Все технологические характеристики симметричны относительно диагонали AC единичного квадрата OABC.

Изложенное выше не противоречит практике разделения. Это подтверждают и экспериментальные данные, полученные при исследовании процесса разделения угля на пневматическом сепараторе Копейской обогатительной фабрики. Эксперимент осуществлен следующим образом. Продольный борт деки сепаратора был предварительно разделен на четыре одинаковых участка. Участки пронумерованы со стороны подачи рядового угля к поперечному разгрузочному борту, который был принят за пятый участок. В установившемся режиме работы сепаратора одновременно в течение одинакового отрезка времени отбирались пробы разгружаемого материала со всех пяти участков. Затем эти пробы обрабатывались по стандартной методике и определялись содержание легких (полезных) частиц в концентратах с одного участка, двух, трех и четырех, а также содержание легких частиц в соответствующих им хвостах. Результаты приведены в таблице.

Экспериментальные данные обогащения угля в пневматическом сепараторе

Показатель	Номер продуктов			
	1	2	3	4
Экспериментальное содержание угля в концентрате	0,9458	0,3167	0,7555	0,6947
в хвостах	0,4715	0,3167	0,2036	0,0992
Коэффициент технологической эффективности процесса разделения	0,949	0,942	0,922	0,952
Расчетное содержание угля в концентрате	0,9382	0,8875	0,8131	0,6521

Этим данным соответствуют точки, указанные на рис.2.

Для определения аппроксимирующей технологической характеристики разделения необходимо определить значение коэффициента технологической эффективности, который согласно (11) будет

$$\eta = \frac{\beta - \vartheta}{\beta(1 - \vartheta)} \quad (15)$$

Подставляя значения экспериментальных содержаний легких частиц в концентрате и хвостах из таблицы в (15), вычислим значения коэффициента технологической эффективности, которые приведены в таблице. Полученные значения коэффициента технологической эффективности близки. Среднее значение коэффициента технологической эффективности равно 0.9413, среднее квадратичное отклонение 0.02338 и коэффициент вариации $k = 2.484 \%$. Следовательно, технологическая функция разделения, соответствующая экспериментальным данным, будет иметь следующее выражение:

$$\beta = \frac{\vartheta}{1 - 0.9413(1 - \vartheta)} \quad (16)$$

Согласно (15) построена аппроксимирующая технологическая характеристика процесса разделения угля в пневматическом сепараторе, это гипербола ODEB на рис.2, которая симметрична относительно диагонали AC, описываемой уравнением прямой

$$\beta = 1 - \vartheta \quad (17)$$

Симметрия закона косвенно подтверждает его справедливость, так как законам, описывающим физические явления, свойственны, как правило, простота и симметрия.

Формированием продуктов завершается процесс разделения. Аналитически формирование продуктов – это выбор точки на технологической характеристике разделения, координаты которой соответствуют таким значениям содержаний полезного компонента в концентрате и хвостах, которые обеспечивают максимальную эффективность обогащения. Эффективность обогащения определяется выражением

$$E = \beta - \vartheta, \quad (18)$$

где E – эффективность процесса обогащения.

Как показывает рис.2, максимум эффективности обогащения согласно выражению (18) будет при таких содержаниях полезного компонента в концентрате и хвостах, которые определяют точку G пересечения технологической характеристики разделения ODGEB с диагональю AC. Точка G , в свою очередь, является вершиной указанной гиперболы.

Согласно свойствам равноугольной гиперболы с асимптотами, параллельными осям координат, координаты вершины гиперболы, которые соответствуют оптимальным значениям содержаний полезного компонента в концентрате и хвостах, обеспечивающих максимум эффективности, определяются следующими выражениями:

Оптимальное качество концентрата

$$\beta_0 = \frac{1 - \sqrt{1 - \eta}}{\eta}. \quad (19)$$

Оптимальное значение качество хвостов

$$\vartheta_0 = \frac{\sqrt{1 - \eta} - (1 - \eta)}{\eta}. \quad (20)$$

Максимальное значение эффективности обогащения согласно (18) с учетом (19) и (20)

$$E_{\max} = \beta_0 - \vartheta_0 = \frac{(1 - \sqrt{1 - \eta})^2}{\eta}. \quad (21)$$

Выражения (19), (20) и (21) показывает, что показатели оптимальности процесса обогащения двухкомпонентного сырья на два продукта обогащения численно определяются величиной технологической эффективности разделения известного исходного в конкретном аппарате. При усовершенствовании конструкции аппарата или при увеличении разницы в физических свойствах разделяемых частиц, например при уменьшении содержания сростков в исходном, коэффициент технологической эффективности будет увеличиваться.

Поскольку при максимальной эффективности процесса обогащения сумма оптимального содержания полезного компонента в концентрате β_0 и хвостах ϑ_0 согласно (19) и (20) равна единице, то можно сделать следующий вывод:

Если после опробования процесса обогащения сумма содержаний полезного компонента в концентрате и хвостах равна единице, то процесс обогащения ведется оптимально, то есть при этом достигается максимальная эффективность процесса обогащения.

Очевидно, для каждого разделительного аппарата, разделяющего конкретное исходное, будет определенное значение коэффициента технологической эффективности. При совершенствовании конструкции аппарата, как и при увеличении разницы в физических свойствах частиц разделяемого материала, коэффициент технологической эффективности будет увеличиваться. Зная величину коэффициента технологической эффективности, можно оптимизировать процесс разделения формированием продуктов обогащения достижением максимальной эффективности.

Рассмотрим возможное использование полученных зависимостей на примере обогащения угля в пневматическом сепараторе. Если сепаратор работает без циркуляционной нагрузки, то при $\eta = 0.9413$ определяем по выражению (19) оптимальное качество концентрата:

$$\beta_0 = \frac{1 - \sqrt{1 - 0.9413}}{0.9413} = 0.805.$$

Оптимальное качество хвостов

$$\vartheta_0 = \frac{\sqrt{1 - 0.9413} - (1 - 0.9413)}{0.9413} = 0.195.$$

Установив положение разделительного ножа, соответствующее получению β_0 и ϑ_0 , обеспечим максимальную эффективность обогащения, равную

$$E_{\max} = \frac{(1 - \sqrt{1 - 0.9413})^2}{0.9413} = 0.61.$$

Полученные данные показывают, что эффективность обогащения невелика, качество концентрата невысокое, а потери ценного компонента при таких богатых хвостах будут велики.

Допустим, что нам необходимо получать концентрат с содержанием ценного компонента $\beta = 0.9$. Для того, чтобы получить такой концентрат с минимальными потерями ценного компонента, надо установить второй разделительный нож, который отделяет хвосты от промпродукта, являющегося циркуляционной нагрузкой. Для оптимизации процесса устанавливаем положение первого разделительного ножа в такое положение, которое обеспечит требуемое качество концентрата $\beta = 0.9$. Второй нож устанавливается в положение, которое определяет качество хвостов $\beta = 1 - 0.9 = 0.1$. При этом мы получим максимальную эффективность обогащения:

$$E_{\max} = 0.9 - 0.1 = 0.8.$$

Коэффициент технологической эффективности разделения:

$$\eta = \frac{0.9 - 0.1}{0.9 \cdot (1 - 0.1)} = 0.9876.$$

Таким образом, получим требуемое качество концентрата при более высокой эффективности обогащения $E_{\max} = 0.8$, добившись значительного повышения коэффициента технологической эффективности равного 0.9876, вместо 0.9413.

На практике интуитивно опытным путем достигают близких показателей.

УДК 622.7-52:51.001

В.Н. Ефремов, Н.Д. Калугина

АЛГОРИТМ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ СХЕМ АВТОМАТИЗАЦИИ ФЛОТАЦИОННЫХ КОМПЛЕКСОВ

В схемах автоматизации находят концентрированное отражение весь комплекс принимаемых решений по автоматизации технологических процессов. Схема автоматизации любого технологического комплекса даёт наиболее полное представление о принятых принципах

управления, выбранных технических средствах реализации этих принципов, об иерархических уровнях управления и т.д.

Разработка (проектирование) схем автоматизации включает в себя две условно выделяемые части: интеллектуальную часть, в рамках которой осуществляется выбор принципов управления, выбор технических средств и обоснование числа уровней управления, обоснование необходимого объема автоматизации и др.; формальную часть, базирующуюся на государственных стандартах, нормативно-технических документах, руководящих материалах и предназначенную для графического представления в виде схемы решений по автоматизации.

Формально для реализации в рамках САПР схем автоматизации обеих частей в настоящее время существуют все необходимые предпосылки. Так, для реализации формальной части, т.е. графического проектирования схем автоматизации, требуются развитые графические пакеты программ и соответствующие технические средства.

Для реализации интеллектуальной части в рамках САПР схем автоматизации требуется знание специфических особенностей автоматизируемой технологии, основных точек контроля параметров, современных технологий и принципов управления процессами.

Алгоритм автоматизированного проектирования схем автоматизации рассмотрим на примере автоматизации флотационных процессов обогащения, как одних из наиболее сложных и в то же время наиболее распространенных технологических процессов обогащения рудных (монометаллические и полиметаллические руды цветных металлов) и нерудных (уголь, тальк, слюда) полезных ископаемых.

Обобщенная структура алгоритма (рис.1) включает в себя следующие основные компоненты: базу данных типовых флотационных комплексов; базу данных возможных алгоритмических структур моделей флотационных комплексов; базу данных современного технологического оборудования; базу данных современных технических средств контроля и управления флотационным процессом; компоненты программного обеспечения.

База данных типовых флотационных комплексов включает в себя помимо элементарных типовых циклов и операций наборы схем цепи аппаратов, достаточно сложных схем флотации рудных и нерудных полезных ископаемых. Здесь же для каждого варианта схемы приведены характеристика перерабатываемого сырья, номенклатура подаваемых в процесс реагентов, характеристика используемого оборудования. Одновременно для каждой типовой схемы представлены качественно-количественные схемы с данными генеральных опробований, требования к качеству получаемых продуктов.

База данных современного технологического оборудования флотационных комплексов включает в себя флотомшины, их технические характеристики, рекомендации по применению.

База данных технических средств контроля состоит из современных специальных средств контроля параметров процесса флотации, например величины рН и концентрации свободного СаО, концентрации реагентов в пульпе, расхода пульпы, расхода реагентов, уровня пульпы во флотомашинах и её плотности, содержания полезных компонентов в различных точках технологического процесса, гранулометрического состава исходной пульпы, содержание в ней твердого продукта и т.д.



Рис.1. Обобщенная структурная схема составных частей алгоритма автоматизированного проектирования схем автоматизации

Кроме того, в базе данных содержится полная характеристика современных управляющих комплексов, выполненных на базе микропроцессорной техники, в общем случае являющихся управляющими устройствами общепромышленного назначения, но рекомендованных для применения в горной промышленности. Приводятся сведения о различных типах дозаторов флотореагентов, средствах автоматического управления ими.

Компоненты программного обеспечения включают в себя следующие программы: поверочного расчёта технологических схем и выбора технологического оборудования; построения алгоритмических структур моделей технологических комплексов; моделирования комплексов по различным каналам; графического построения элементов технологических комплексов и схемы автоматизации в целом.

База данных нормативно-технической документации и руководящих материалов обеспечивает выполнение схем автоматизации в соответствии с требованиями существующих государственных и отраслевых стандартов и общими правилами выполнения схем.

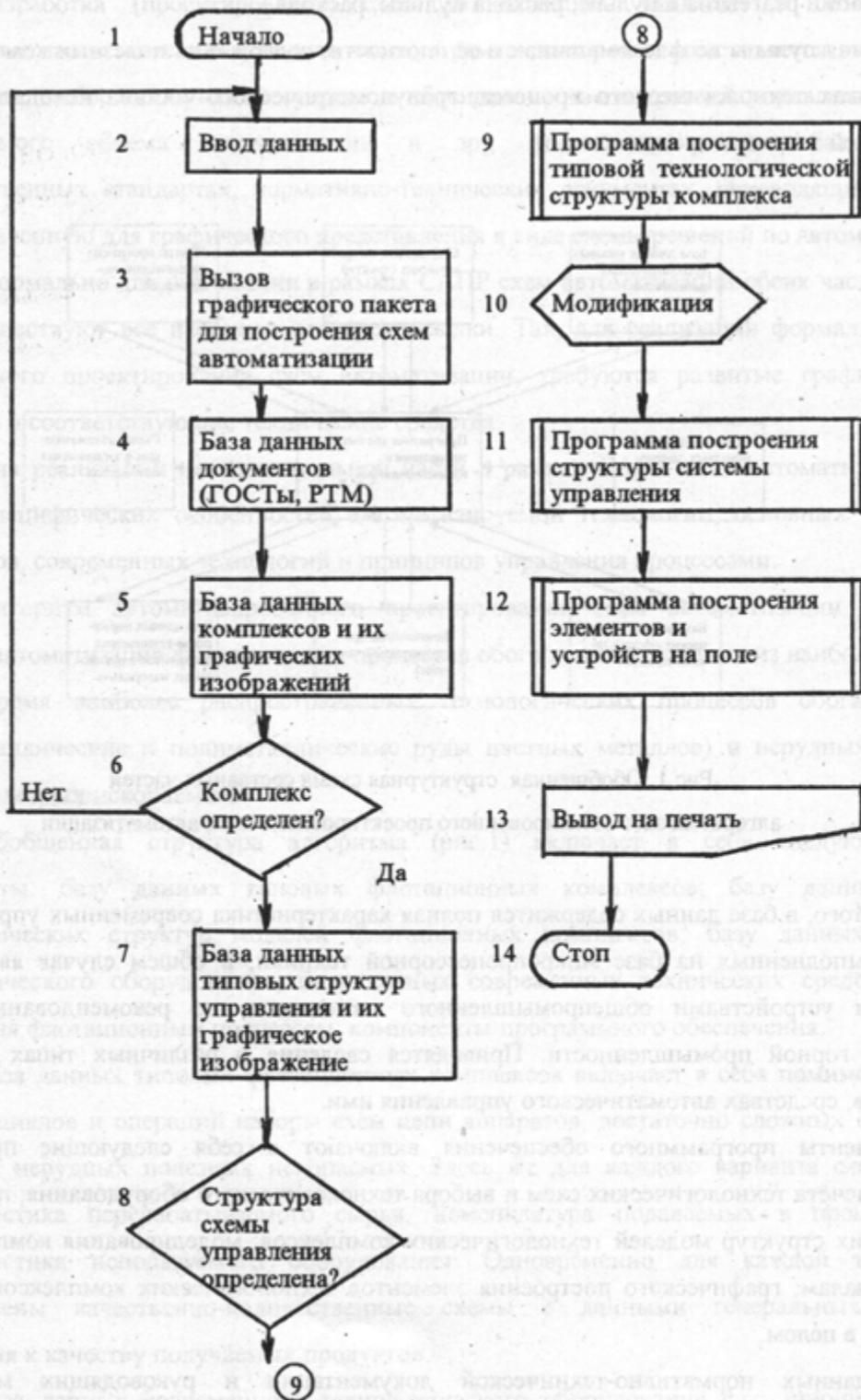


Рис.2. Структурная схема алгоритма проектирования схемы автоматизации

В целом для выполнения схемы автоматизации необходимы следующие данные: схема цепи аппаратов технологического комплекса флотации; перечень контролируемых и регулируемых параметров; единицы и диапазон измерения контролируемых параметров; места установки средств измерения и управления контролируемых параметров; способы представления информации на соответствующих иерархических уровнях системы управления (показания, запись, сигнализация); функциональные признаки средств управления (регулирование, сигнализация предельных значений и др.).

Кроме того, необходимо знать характеристику помещений, где устанавливаются средства автоматизации, характеристику пожаро - взрывоопасных зон этих помещений и др.

Обобщенная структура алгоритма построения (проектирования) схем автоматизации приведена на рис.2 .

Алгоритм включает в себя следующие основные операции и процедуры:

Операции (1,2) - подготовка информации о проектируемом объекте ее ввод.

Операция (3) - вызов графического пакета программ для построения схемы автоматизации.

Операции (4,5) - вызов соответствующих баз данных: стандартов нормативно-технической документации, руководящих материалов ведущих проектных организаций; технологических комплексов флотации и их характеристики.

Операция (6) - логическое решение по определению структуры(типа) технологического комплекса в соответствии с введенной информацией.

Операция (7) - осуществляет вызов базы данных типовых (традиционных) структур систем управления и производить их графическую интерпретацию или вызывает базу данных нетрадиционных структур системы управления комплексом, построенную на основе управляющих комплексов - PROSCON, Autoloq и др.

Операция (8) - предусматривает логическое решение по определению проектируемой структуры. Если структура определена, то далее выполняются операции построения схемы автоматизации развернутым способом. Если структура не определена, выполнение схемы автоматизации осуществляется развернутым способом и следующий шаг построения заключается в нанесении на схему цепи аппаратов процесса графических изображений, проектируемых систем контроля и управления.

Алгоритм завершается выводом на печать схемы автоматизации.

СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ КОМПЛЕКСОМ МОКРОЙ МАГНИТНОЙ СЕПЕРАЦИИ (ММС) С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДОВ ТЕОРИИ НЕЧЕТКИХ МНОЖЕСТВ

Вовлечение в переработку бедных и забалансных руд с неизбежностью приводит к применению разветвленных и многосвязных схем обогащения, что значительно повышает размерность задач управления такими обогатительными процессами и делает трудным или невозможным синтез систем управления с заданными высокими технологическими характеристиками.

Один из способов решения задач управления высокой размерности заключается в применении многоуровневых систем управления, основанных на декомпозиции или разбиении сложной системы управления на несколько подсистем. Каждая такая подсистема решает одну из частных задач, получаемых также путем декомпозиции общей задачи управления, при этом частные задачи иерархически связаны в одну общую задачу управления.

Применение методов классической теории управления к многомерным, многосвязным, нестационарным объектам во многих случаях не позволяет получить заданные показатели качества. Основные причины этого заключаются в необходимости получения адекватного аналитического описания, как самого объекта управления, так и критериев качества, которые к нему предъявляются. Для сложных объектов управления, которыми являются рассматриваемые далее технологические процессы обогащения, построение модели системы управления и определение критериев оценки качества ее функционирования являются самостоятельными непростыми задачами. Их решение затруднено такими факторами, как изменение качественных показателей руды, поступающей на обогащение, многомерность, многосвязность и нестационарность управляемого объекта, зависимость его статических и динамических свойств от качественно - количественных показателей полезного ископаемого, износа оборудования, неточности и неполноты измерений и контроля. Все это приводит к неадекватности традиционных математических моделей реальным технологическим процессам, затрудняет синтез систем управления и, как следствие, ухудшает технологические показатели комплекса обогащения в целом. Широкий диапазон изменения физико-механических и химико-минерологических свойств руды как по амплитуде, так и по частоте, наличие рециклов, значительные инерционности и

наличие транспортных запаздываний, факторы организационного и психологического порядка - все это делает управление процессом обогащения по конечным показателям технологической линии достаточно трудоемким и малоэффективным. Эти же причины затрудняют получение достоверных (в смысле обеспечения воспроизводимости) моделей статических и динамических характеристик отдельных обогатительных агрегатов или участков технологических линий.

В рамках классической теории управления возникающие противоречия могут быть разрешены при значительном усложнении систем управления, в частности с использованием многоконтурных систем адаптивного управления, использованием наблюдателей и т.д. При этом размерность системы управления повышается в 2...3 раза, значительно усложняется динамика процессов, что связано с наличием переходных процессов как в объекте управления, так и в наблюдателях, эталонных или других моделях.

Другим направлением решения сложных задач, трудноразрешимым в рамках классической теории управления, является применение новых нетрадиционных технологий управления, таких, как ситуационное управление, управление на основе нечеткой логики и нейронных сетей и др.

Рассмотрим синтез системы управления сложным обогатительным объектом на примере технологического комплекса мокрой магнитной сепарации в условиях Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного производственного объединения (ССГОПО). В состав комплекса входят три стадии обогащения, включающие такие технологические операции, как измельчение, классификация и мокрая магнитная сепарация (рис.1).

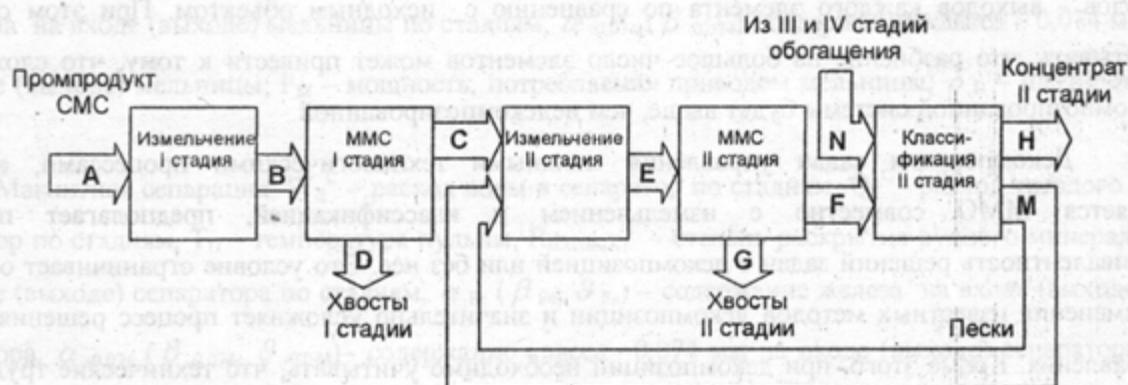


Рис.1. Структурная схема технологического комплекса после декомпозиции

Синтез системы управления включает в себя декомпозицию объекта управления и, соответственно, задачи управления, определение технологий управления, применяемых для решения частичных задач управления, и имитационное моделирование, позволяющее оценить правильность принятых решений.

Комплекс мокрого магнитного обогащения ССГОПО состоит из 16 секций, в которых предусмотрены три стадии измельчения до конечной крупности 92-94 % класса -0,074 мм, магнитная сепарация на сливах мельниц 1 и 2 стадий измельчения, классификации на сливе 1 приема магнитной сепарации и 4 стадия ММС в два приема с последующим обесшламливанием промпродукта. Концентраты обезвоживаются на дисковых вакуум-фильтрах. Комплекс обеспечивает производство железорудного концентрата с содержанием железа 66,12 % в концентрате и 13,8 % - в хвостах.

Проведем агрегирование и декомпозицию для рассматриваемого объекта управления. Агрегирование переменных ведет к потере части информации, что в конечном итоге снижает качество управления технологическим процессом. Поэтому возникает задача производства декомпозиции технологической схемы без существенного ухудшения качества управления. Смысл декомпозиции заключается в том, чтобы, воспользовавшись априорными сведениями о структуре объекта, упростить задачу синтеза модели, т.е. математического описания объекта управления. Это упрощение может идти по двум направлениям. С одной стороны, каждый элемент декомпозированной системы может быть проще исходной (недекомпозированной) системы, что облегчает синтез модели этого элемента и, в конечном счете, модели всего объекта. С другой стороны, упростить задачу синтеза можно независимо от сложности элементов, уменьшив число входов - выходов каждого элемента по сравнению с исходным объектом. При этом следует учитывать, что разбиение на большое число элементов может привести к тому, что сложность декомпозированной системы будет выше, чем недекомпозированной.

Декомпозиция задач управления сложными технологическими процессами, какими является ММО совместно с измельчением и классификацией, предполагает полную эквивалентность решений задач с декомпозицией или без нее. Это условие ограничивает область применения известных методов декомпозиции и значительно усложняет процесс решения задач управления. Кроме этого, при декомпозиции необходимо учитывать, что технические трудности реализации управления зависят от количества контуров управления, выделенных при декомпозиции, а точность управления зависит от количества факторов или переменных, учитываемых при управлении.

Для исследуемого комплекса была произведена декомпозиция несколькими методами: методом ориентированного графа, методом возмущений и методом, учитывающим затраты на управление [3, 5] В результате декомпозиции было выбрано оптимальное количество элементов комплекса, а также номинальное количество входных и выходных параметров каждого из

элементов. Проведенная декомпозиция позволила выделить участки типовой технологии, четко определить их входные (управляющие и возмущающие) и выходные (управляемые) переменные и в конечном итоге построить математические модели и АСУ этими участками.

В результате выбрано следующее представление технологической линии в виде отдельных стадий (см.рис.1). На рис.1 показаны векторы, характеризующие входные и выходные материальные потоки отдельных технологических процессов:

$$A = [W_B^{M1} \quad Q_T^{M1} \quad \sigma_T \quad D_V \quad R_{BX1} \quad \alpha_{-0,074}^{M1}],$$

$$B = [P_{M1} \quad \delta_{\Pi}^{M1} \quad W_B^{C1} \quad Q_T^{C1} \quad R_{BX}^{C1} \quad \alpha_{Fe}^{C1} \quad \alpha_{-0,074}^{C1} \quad T_{\Pi}],$$

$$C = [W_K^{C1} \quad Q_K^{C1} \quad \beta_{Fe}^{C1} \quad \beta_{-0,074}^{C1} \quad \gamma_1 \quad \varepsilon_1],$$

$$D = [W_{XB}^{C1} \quad Q_{XB}^{C1} \quad \vartheta_{Fe}^{C1} \quad \vartheta_{-0,074}^{C1}],$$

$$E = [W_B^{M2} \quad Q_T^{M2} \quad \sigma_T^{M2} \quad D_V \quad R_{BX}^{M2} \quad \alpha_{-0,074}^{M2}],$$

$$F = [W_K^{C2} \quad Q_K^{C2} \quad \beta_{Fe}^{C2} \quad \beta_{-0,074}^{C2} \quad \gamma_2 \quad \varepsilon_2],$$

$$G = [W_{XB}^{C2} \quad Q_{XB}^{C2} \quad \vartheta_{Fe}^{C2} \quad \vartheta_{-0,074}^{C2}],$$

$$H = [W_{B\text{ сл}}^{\GammaЦ} \quad Q_{T\text{ сл}}^{\GammaЦ} \quad R_{ВЫХ\text{ сл}}^{\GammaЦ} \quad \beta_{Fe}^{\GammaЦ} \quad \beta_{-0,074}^{\GammaЦ}],$$

$$M = [W_{B\text{ П}}^{\GammaЦ} \quad Q_{T\text{ П}}^{\GammaЦ} \quad R_{ВЫХ\text{ П}}^{\GammaЦ} \quad \vartheta_{Fe} \quad \vartheta_{-0,074} \quad Q_{Fe}^{\Pi}],$$

$$N = [W_B^{C3,4} \quad Q_B^{C3,4} \quad Q_{Fe}^{C3,4} \quad \vartheta_{-0,074}^{C3,4} \quad n_{\Pi\Pi}].$$

Процесс измельчения характеризуется следующими переменными: W_B^M – расход воды в мельницу по стадиям; Q_T^M – расход твердого в мельницу по стадиям; σ_T – физико-механические свойства руды; D_V – диаметр вкраплений рудных зерен; R_{BX}^M ; $R_{ВЫХ}^M$ – степень раскрытия рудного минерала на входе (выходе) мельницы по стадиям; $\alpha_{-0,074}$ ($\beta_{-0,074}$) – содержание класса – 0,074 мм на входе (выходе) мельницы; P_M – мощность, потребляемая приводом мельницы; δ_{Π} – плотность пульпы.

Магнитная сепарация: W_B^C – расход воды в сепаратор по стадиям, Q_T^C – расход твердого в сепаратор по стадиям, T_{Π} – температура пульпы, $R_{BX(ВЫХ)}^C$ – степень раскрытия рудного минерала на входе (выходе) сепаратора по стадиям, α_{Fe} (β_{Fe} , ϑ_{Fe}) – содержание железа на входе (выходе) сепаратора, $\alpha_{-0,074}$ ($\beta_{-0,074}$, $\vartheta_{-0,074}$) – содержание класса – 0,074 мм на входе (выходе) сепаратора, Q_{Fe}^C – расход железа из сепаратора по стадиям, n_{BC} – частота вращения барабана сепаратора, γ – выход полезного компонента, ε – извлечение полезного компонента.

Классификация: $W_B^{\GammaЦ}$ – расход воды в гидроциклон, $Q_T^{\GammaЦ}$ – расход твердого в гидроциклон, $R_{BX(ВЫХ)}^{\GammaЦ}$ – степень раскрытия рудного минерала на входе (выходе) гидроциклона, α_{Fe} (β_{Fe} , ϑ_{Fe}) – содержание железа на входе (выходе) гидроциклона, $\alpha_{-0,074}$ ($\beta_{-0,074}$, $\vartheta_{-0,074}$) – содержание класса – 0,074 мм на входе (выходе) гидроциклона, $n_{\Pi\Pi}$ – частота вращения пескового насоса, Q_{Fe}^{Π} – расход железа с песками гидроциклона.

Для технологической линии ММС такой представление дает возможность синтеза двухуровневой системы управления с установленной иерархией: получение концентрата требуемого качества и максимизации выхода железа за счет минимизации потерь с хвостами.

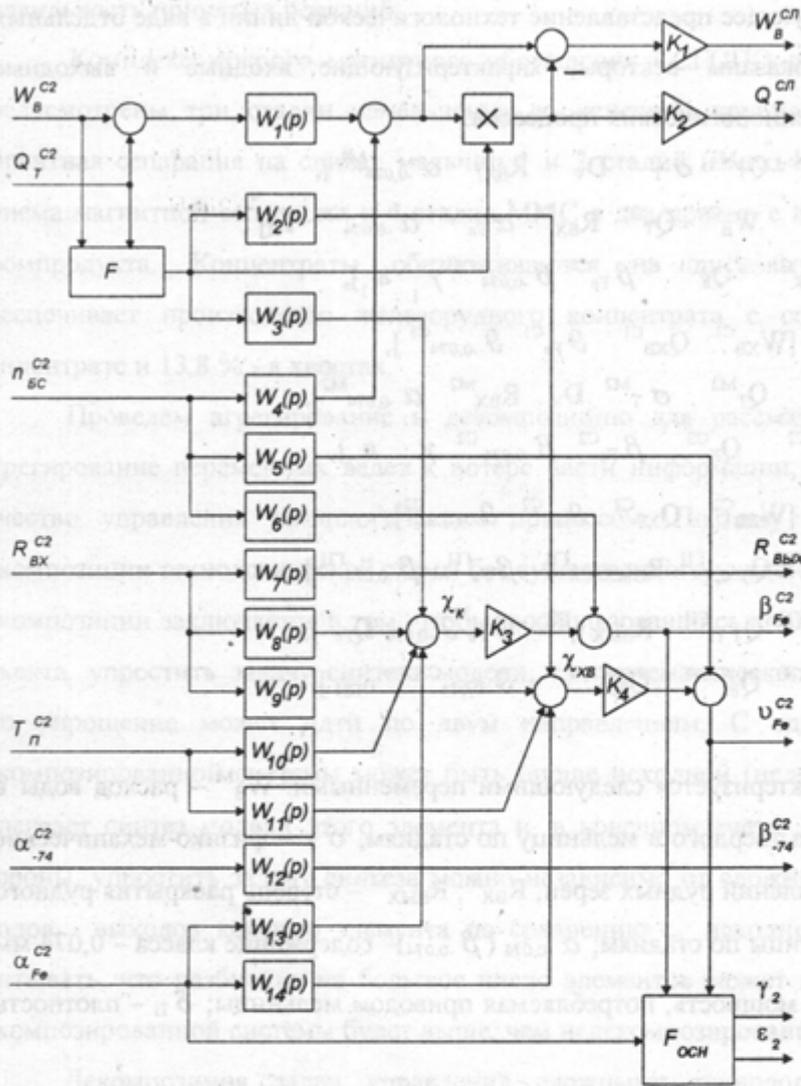


Рис.2. Алгоритмическая структура математической модели ММС II стадии

Рассмотрим более подробно алгоритмическую структуру математической модели одного из агрегатов комплекса, например магнитного сепаратора (рис.2). По отдельным каналам магнитный сепаратор может быть описан передаточной функцией инерционного звена первого порядка с запаздыванием. Точность такой аппроксимации достаточна для проведения инженерных расчетов синтеза систем управления с типовыми регуляторами. Особенность разработанной модели заключается в том, что в ней учитывается влияние основных управляющих и возмущающих входных параметров, независимо от степени их влияния, на

выходные переменные. В качестве промежуточной величины, характеризующей качество протекания процесса обогащения, предложено использовать удельную магнитную восприимчивость $\chi_{K(XB)}$ концентрата (хвостов). Такой выбор обусловлен тем, что величина магнитной восприимчивости зависит от управляющих (Q_T^C) и возмущающих ($T_n, R_{вх}, \alpha_{Fe}$) параметров, причем последние оказывают большее влияние и изменяются в широком диапазоне, поэтому в значительной степени предопределяют величину управляющих воздействий. Текущий контроль величины удельной восприимчивости технически осуществляется стандартными техническими средствами.

Для вычисления переменных, которые невозможно измерить, но которые необходимы для непосредственного определения эффективности процесса обогащения, - для функции $F_{осн}$ (см.рис.2) используются следующие зависимости:

$$\gamma_2 = \frac{\alpha \frac{C_2}{Fe} - \vartheta \frac{C_2}{Fe}}{\beta \frac{C_2}{Fe} - \vartheta \frac{C_2}{Fe}}, \quad (1)$$

$$\varepsilon_2 = \frac{\gamma_2 \cdot \beta \frac{C_2}{Fe}}{\alpha \frac{C_1}{Fe}}, \quad (2)$$

и для функционального блока F :

$$\delta_{II} = \frac{(Q_T^{C2} + W_B^{C2}) \cdot \delta_T}{W_B^{C2} \cdot \delta_T + Q_T^{C2}}, \quad (3)$$

где δ_T - плотность твердого (руды), поступающего на обогащение.

В данной модели также учитывается то, что статические и динамические свойства объекта по некоторым каналам передачи воздействия зависят от входных параметров комплекса (управляющих и возмущающих), что является одной из причин нелинейности и нестационарности. Для других элементов модели (см.рис.1) алгоритмические схемы аналогичны рассмотренной.

После проведения декомпозиции для различных стадий рассматриваемого технологического процесса сформулированы следующие цели управления нижнего уровня, реализуемые локальными САУ:

для первой стадии - стабилизация основных параметров входных потоков мельницы (W_B^{M1}, Q_T^{M1}) и сепаратора ($W_B^{C1}, Q_T^{C1}, n_{БС1}$):

$$W_B^{M1}, Q_T^{M1}, W_B^{C1}, Q_T^{C1}, n_{БС1} \rightarrow \text{const}; \quad (4)$$

для второй стадии - стабилизация основных параметров выходных потоков мельницы ($R_{ВЫХ}^{M2}, \beta_{-0,074}^{M2}, P_{M2}$), сепаратора ($\beta_{Fe}^{C2}, \vartheta_{Fe}^{C2}$) и гидроциклона ($R_{ВЫХ}^{ГЦ}, \beta_{-0,074}, \vartheta_{-0,074}$), с коррективкой задания с верхнего уровня по таким параметрам, как $P_{M1}, R_{ВЫХ}^{M1}, \beta_{-0,074}^{M1}, \beta_{Fe}^{C1}, \vartheta_{Fe}^{C1}, \gamma_1, \varepsilon_1$,

$$R_{ВЫХ}^{M2}, \beta_{-0,074}^{M2}, P_{M2}, \beta_{Fe}^{C2}, \vartheta_{Fe}^{C2}, R_{ВЫХ}^{ГЦ}, \beta_{-0,074}, \vartheta_{-0,074} \rightarrow \text{const}, \quad (5)$$

$X_{\text{задания}} \rightarrow \text{var}$.

На верхнем уровне должна проводиться оптимизация основных показателей комплекса ($\gamma_1, \varepsilon_1, \gamma_2, \varepsilon_2$): $\gamma_1, \varepsilon_1, \gamma_2, \varepsilon_2 \rightarrow \text{max}$;

$$\beta_{Fe}^{\min} \leq \beta_{Fe}^{C2} \leq \beta_{Fe}^{\max}; \quad (6)$$

$$\vartheta_{Fe}^{C2} \leq \vartheta_{Fe}^{\max}.$$

Необходимо отметить, что для стабилизации основных параметров входного потока комплекса предварительно необходимо произвести опробование при различных вариантах технологической схемы, что позволит выбрать схему обогащения для данных типов руд, а также

выбрать оптимальную производительность комплекса в целом при заданных показателях качества процесса.

Для обеспечения целей управления нижнего уровня предложено использовать системы автоматической стабилизации на основе типовых ПИД - регуляторов. Настройки регуляторов определяются стандартными инженерными методами [4].



Рис.3. Структурная схема FUZZY-управляющего устройства

Для оптимизация основных технологических показателей комплекса предложено на верхнем уровне использовать систему FUZZY - управления (нечеткого управление), которое основано на применении методов теории нечетких множеств [1, 2].

Использование этой технологии управления в данном случае обусловлено и оправдано следующими факторами: объект управления является существенно нелинейным, нестационарным и многомерным; невозможна выработка управляющих воздействий по четко определенным и обоснованным алгоритмам; отсутствует или неоправданно сложно классическое формализованное математическое описание объекта управления; часть информации, необходимой для описания цели управления, существует только в форме пожеланий специалистов, имеющих опыт работы с данным объектом; отсутствуют непосредственно измеряемые показатели качества, или они проходят со значительным запаздыванием и т.д. Методологии нечеткой логики позволят не только использовать опыт обслуживающего персонала, но также учитывать влияние основных возмущающих воздействий и присутствие значительного запаздывания при управлении путем изменения задающего воздействия регулирующим приборам локальных систем нижнего уровня. Из-за многосвязности, нелинейности и нестационарности эти задающие воздействия не могут быть выработаны традиционными структурами управления с помощью жестких, гибких, задержанных обратных связей, корректирующих звеньев и т.д.

Для объекта управления, оборудованного локальными системами стабилизации нижнего уровня, разработана FUZZY - система управления, структура которой представлена на рис.3. FUZZY - управляющее устройство содержит блок фазификации БФ, блок исчисления нечётких высказываний БИ, блок дефазификации БД. Блок фазификации на основе количественной информации, поступающей от датчиков, формализует описание состояния объекта управления в терминах лингвистических переменных. Блок импликации БИ на основе лингвистической информации о состоянии объекта вырабатывает нечёткие логические заключения о необходимых управляющих воздействиях, которые выражены также с помощью лингвистических переменных.

Блок дефазификации осуществляет перевод информации из внутренней формы представления управляющих решений в виде лингвистических переменных в численное представление. Таким образом, работа FUZZY - системы управления обуславливается набором лингвистических переменных, определяемых функциями принадлежности, и совокупностью нечётких логических управляющих правил - импликаций.

Для примера рассмотрим FUZZY - управляющее устройство для магнитного сепаратора II стадии; он имеет 4 входных (ϑ_{Fe}^{C1} , ϑ_{Fe}^{C2} , γ_1 , γ_2) и 4 выходных сигнала (ϑ_{Fe}^{C2} , γ_2 , W_B^{C2} , p_{BC2}).

Диапазон их изменения относительно среднего значения, которые не превышают $\pm 1\%$ для ϑ_{Fe}^{C1} , $\pm 2,5\%$ для ϑ_{Fe}^{C2} , $\pm 1,5\%$ для γ_1 , $\pm 3\%$ для γ_2 , $\pm 5\%$ для ϑ_{Fe}^{C2} , $\pm 1,5\%$ для γ_2 , ± 15 м³/час для W_B^{C2} и ± 5 об/мин - для p_{BC2} , позволил для получения лингвистического описания технологической ситуации ограничиться использованием для каждой переменной 5 функций принадлежности, имеющих треугольную или трапецидальную формы. БИ проводит логические исчисления по 35 правилам. В БД использовано также 5 функции принадлежности треугольной или трапецидальной формы.

В разработанной FUZZY - системе управления комплексом MMC применены 3 FUZZY - управляющих устройств, которые обеспечивают управление и оптимизацию на верхнем уровне отдельных элементов декомпозированного объекта (измельчения, сепарации и классификации). Структуры FUZZY - управляющих устройств всех элементов технологического процесса аналогичны.

Сложность полученной модели, ее нестационарность и нелинейность и использование FUZZY - управления предопределили выбор метода исследования разработанной системы, - это имитационное моделирование. Проведение имитационного моделирования позволило повысить адекватность получаемых результатов за счет учета нелинейности, нестационарности объекта управления, влияния не учитываемых ранее возмущающих воздействий, которые оказывают значительное влияние на ход технологического процесса (вкрапленность рудных зерен, удельную магнитную восприимчивость продукта, твердость руды и т.д.).

Исследование разработанной системы управления с использованием FUZZY - управляющих устройств на имитационной модели показало улучшение работы комплекса MMC. Выход полезного компонента увеличился на 1,5 %, улучшились показатели качества переходных процессов. Исследование на модели системы управления комплексом MMC без FUZZY - управляющих устройств верхнего уровня показало, что они не обеспечивают работоспособность при широком диапазоне изменения возмущающих воздействий как по амплитуде, так и по частоте.

1. Бабенко А.Г., Покшин А.В. Применение методов теории нечетких множеств для управления главными электродвижениями одноковшовых экскаваторов //Изв.вузов. Горный журнал. - 1997. - №9 -10. - С.140-151.
2. Заде Л.А. Понятие лингвистической переменной и его применение к принятию приближенных решений. - М.: Мир, 1976. - 87 с.
3. Казаков Ю.М. Управление технологической линией мокрого магнитного обогащения: Дис. ... канд. техн. наук. - Екатеринбург, 1994.
4. Троп А.Е., Козин В.З., Прокофьев Е.В. Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик: Уч. для вузов. - М.: Недра, 1986. - 303 с.
5. Цурков В.И. Декомпозиция в задачах большой размерности. - М.: Наука, 1982.

УДК 621.879.622-34

И.С.Бобин

МЕТОДЫ РАСПОЗНАВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СОСТОЯНИЙ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Необходимость рассмотрения проблемы распознавания технологических состояний одноковшовых экскаваторов связана с повышенными требованиями к горному оборудованию, предъявляемыми в настоящее время. В частности, это оснащение экскаваторов автоматизированными системами управления копанием, перемещением ковша, защиты, системами автоматизированной диагностики и контроля, призванными снизить долю участия человека в технологическом процессе до минимума. Вызвано это прежде всего желанием добывающих компаний избежать негативных последствий влияния человеческого фактора на производственный процесс. Как следствие подобных опасений можно рассматривать наметившуюся в последнее время тенденцию к повышению "интеллектуальности" систем автоматического управления в плане их адаптации к меняющимся внешним условиям и внутреннему состоянию технологического объекта. Необходимым элементом подобных автоматизированных систем являются *системы распознавания (идентификации) текущего технологического состояния управляемого объекта.*

В данном случае термин "текущее технологическое состояние динамического объекта" понимается согласно [14] "как множество допустимых состояний S , элементам которого соответствуют технологические операции, выполняемые динамическим объектом: $s_i \in S, i=1, \dots, I$ ". Как нам кажется, наибольшую ценность для практики имеет задача распознавания в следующей постановке [14]: идентификация технологических состояний экскаватора "по технологическим составляющим рабочего цикла" (множество I): v_1 – черпание, v_2 – транспортировка гружёного ковша, v_3 – разгрузка ковша, v_4 – перемещение ковша в забой, v_5 – подготовка к черпанию, v_6 – остановка, v_7 – неопределённое состояние". Приоритетность данной задачи распознавания обусловлена тем, что в большинстве приложений не требуется более подробная информация о технологическом состоянии электромеханических систем (ЭМС) экскаватора: разгон, установившееся движение, торможение [14].

Итак, сформулированный подход позволяет представить технологические операции, выполняемые экскаватором, как вполне определённые образы его текущего технологического состояния, распознавание которых может осуществляться на основе достаточно проработанной математической теории распознавания. Собственно процесс распознавания образов в современном представлении [9, 16, 18, 19, 20] связан с решением ряда основных задач: 1) составление определённого алфавита классов распознаваемых объектов; 2) описание этих классов с помощью некоего словаря признаков на основе априорных данных; 3) сопоставление апостериорной информации о каждом распознаваемом объекте с априорной информацией о классах объектов с помощью специальных правил принятия решений – алгоритмов (или методов) распознавания. К настоящему времени были изучены и получили практическое распространение следующие методы распознавания образов [5, 6, 9, 15, 16, 21]: *детерминистские, вероятностные, логические, структурные и комбинированные.*

Детерминистские методы распознавания образов [1, 9, 18, 20] основываются на сравнении исследуемых классов с эталонными, осуществляемом с помощью измерения расстояний (геометрических мер близости) между классами. В общем случае применение детерминированных методов распознавания предусматривает наличие координат эталонных классов в признаковом пространстве либо координат объектов, принадлежащих соответствующим классам [9]. Среди группы детерминистских методов наиболее известны методы: разделяющей функции, комитетов, потенциальных функций. Все эти алгоритмы различными способами решают основную задачу разбиения пространства признаков на множество взаимно не пересекающихся плоскостей, каждая из которых соответствует некоторому классу, т.е. с помощью априорной информации и (или) обучения за конечное число шагов подбирается необходимое множество решающих функций. При этом обычно используют наиболее простые функции, даже в ущерб их разделяющим свойствам [15, 20, 21]. Данная задача, как указывается в [20, 21], решается в основном методом проб и ошибок, поскольку единственным способом определения достоверности распознавания является прямая проверка.

Структурные (синтаксические, лингвистические) методы распознавания образов [2, 9, 19, 21, 22] используются для решения задач, содержащих важную для классификации и распознавания информацию в структурных отношениях между изображениями, а также в самой структуре изображений. Особенность структурных методов заключается в том [9], что "априорными описаниями классов являются *структурные описания* – формальные конструкции, при получении которых последовательно проводится принцип учёта иерархичности структуры объекта и учёта отношений, существующих между отдельными элементами этой иерархии, в пределах одних и тех же уровней и между ними". Наиболее типичным приложением данной задачи является анализ и обработка визуальных изображений и сигналов различной природы [9, 15]. Условием применения данной группы методов [15] является упорядоченный, структурированный характер расположения распознаваемых объектов внутри своего класса, а также наличие внутренней структуры для каждого отдельного объекта, образованного из некоторых элементарных частей. Методы данной группы используют для построения распознающих алгоритмов специальные грамматики, описывающие определённые классы объектов и состоящие из предложений, каждое из которых соответствует конкретному объекту из данного класса [9]. Так, на этапе предварительной обработки информации предполагается выделение непроизводительных элементов (примитивов) и отношений между ними, на этапе обучения по классифицированным обучающим объектам каждого класса осуществляется его структурное описание (восстановление грамматики), представляющее эталонное описание данного класса. Процедура принятия решения сводится здесь к синтаксическому анализу (грамматическому разбору) наблюдаемого объекта, заключающемуся в сопоставлении с восстановленными в ходе обучения грамматиками эталонных описаний классов и определении его принадлежности к классу, описываемому данным синтаксисом или данной грамматикой [19, 20, 21, 22]. Структурный подход к распознаванию позволяет описывать большие совокупности сложных объектов, используя небольшие на-

боры непроизводительных элементов и простых правил грамматики. Практическая ценность такого подхода целиком зависит от способности распознавать непроизводительные элементы и их взаимосвязи (обычно логические или математические операции) [15]. К недостаткам структурного метода следует отнести необходимость осуществления малоэффективной процедуры грамматического разбора, предусматривающей проведение полного перебора признаков [9, 20]. Кроме того, структурный подход к распознаванию не располагает ещё строгой математической теорией и должен рассматриваться пока как некий комплекс практически работающих эвристических приёмов, основным применением которых является обработка различных сигналов, а также двухмерных и трёхмерных изображений [9]. Как показывает практика, структурные методы наиболее целесообразно использовать совместно с другими методами распознавания образов [9].

Логические методы распознавания [8, 9, 10, 18, 21] основаны на дискретном анализе и базирующемся на нем исчислении высказываний, где классы и признаки объектов рассматриваются как логические переменные. В этом случае все априорные сведения о классах и их признаках представляются в форме некоторых булевых соотношений [9, 21]. Информация, полученная по данным классам и их признакам в ходе обучения, также выражается в виде булевых функций. Основным методом принятия решения является метод сокращённого базиса с помощью алгоритмов преобразования булевых функций и приведения их к тупиковой дизъюнктивной форме. Однако при большом количестве распознаваемых объектов реализация метода сокращённого базиса связана с большими вычислительными трудностями, и его возможности ограничены аппаратными ресурсами ЭВМ [9, 15]. Кроме того, в [9, 21] указывается, что в ряде случаев логические алгоритмы распознавания не позволяют получить однозначное решение о принадлежности распознаваемого объекта к тому или иному классу. Но даже в тех случаях, когда такое решение удаётся найти, невозможно получить в аналитическом виде оценку достоверности распознавания через параметры распознающей системы, что обуславливает необходимость использования метода Монте-Карло [8, 21]. К недостаткам логических методов распознавания, согласно [21], можно отнести их ориентацию на использование априорных знаний, в ущерб процедуре обучения, количественная связь которой с достоверностью распознавания никак не установлена. Обоснованием для применения логических методов согласно [9] является наличие одного из следующих моментов: 1) отсутствуют сведения о количественном распределении объектов по пространственным, весовым, энергетическим или иным интервалам в соответствующем пространстве признаков, а имеются лишь детерминированные логические связи между рассматриваемыми объектами и их признаками; 2) известны распределения объектов в пространстве признаков, законы распределения ошибок измерения величин, характеризующих отдельные объекты, но логические зависимости, связывающие признаки и классы объектов, сложны и не поддаются непосредственному анализу.

Статистические (вероятностные) методы распознавания [3, 5, 9, 15, 21, 23] основаны на теории статистических решений. Статистический подход к распознаванию предполагает, что описаниями классов распознаваемых объектов являются условные плотности распределения вероятностей значений их признаков, а также априорные вероятности появления объектов данных классов [8, 9]. Применение данной группы методов распознавания оправдано в тех случаях, когда известны или могут быть определены вероятностные характеристики классов, например соответствующие функции распределения [9, 18]. Задачу распознавания в статистической трактовке можно определить как испытание l статистических гипотез, где k -я гипотеза, $k=1, \dots, l$, предполагает, что исследуемое распределение вероятностей принадлежит к классу k [15]. Т.е. при известных отличиях между распределениями значений признаков объектов различных классов и априорных вероятностей появления этих объектов, необходимо по измеренным значениям признаков всех наблюдаемых объектов принять решение о том, к какому классу он относится [9, 15]. Обучающая последовательность в этом случае есть выборка конечного объема из генеральной совокупности возможных изображений классов, полученная в соответствии с функциями распределения и вероятностями появления объек-

тов k -го класса [15]. Принятие решения сводится к выбору гипотезы в соответствии с некоторым критерием качества. В статистической теории распознавания основными критериями принятия решения являются критерии: Байеса, Неймана-Пирсона, минимаксный, Вальда, максимального правдоподобия [3, 5, 9, 15, 21, 23]. Общим недостатком статистических методов, согласно [15], является принципиальная невозможность построения оптимального решающего правила, обусловленная ограниченностью объема обучающей выборки.

Комбинированные методы распознавания образов [4, 9, 10, 11, 12, 13, 18, 21] основаны на специальных *алгоритмах вычисления оценок (АВО)*. АВО, разработанные Ю.И. Журавлёвым, являются дальнейшим развитием логических методов распознавания, но, в отличие от указанных методов, эти алгоритмы обеспечивают возможность получения однозначного решения о принадлежности распознаваемых объектов к определённому классу [9]. Согласно [18], в основе АВО лежит очень естественный эвристический принцип — *принцип прецедентности* или *частичной прецедентности*, т.е. действие по аналогии: “в аналогичных ситуациях следует действовать аналогично”. АВО основан на вычислении приоритетов (оценок сходства), характеризующих “близость” распознаваемого и эталонного объектов по системе ансамблей признаков, представляющей собой систему подмножеств заданного множества признаков [11, 13, 18]. Опыт решения задач распознавания [9, 11, 18] свидетельствует о том, что основная различающая информация заключена не в отдельных признаках, а в различных их сочетаниях. АВО доводит эту идею до логического завершения: степень похожести объектов вычисляется в процессе составления всех возможных сочетаний признаков, входящих в описание объектов [18]. Для вычисления оценок близости объектов в АВО [9, 13, 18], несложные аналитические процедуры снимают необходимость перебора во время обучения. В [18] отмечается принципиальная возможность построения оптимального алгоритма принятия решения, т.к. эффективность вычисления критерия качества в АВО полностью определяется эффективностью процедуры вычисления оценок. К достоинствам АВО также можно отнести значительно более слабые требования к исходной информации: нет необходимости в статических характеристиках, априорная информация может задаваться не только численно, но и описаниями на естественном языке [9, 11, 13, 18].

Класс АВО послужил полигоном для отработки математической теории распознавания, известной теперь как “алгебраический подход к решению задач распознавания и классификации” [11, 18]. Суть данного подхода заключается в том, что процедура распознавания, независимо от применяемого метода (детерминистский, логический, статистический и пр.), может быть подразделена на два этапа [9, 15, 18]:

1. Вычисляется мера близости неизвестного объекта с каждым классом.
2. В соответствии с тем или иным правилом (выбранным порогом) на основании информации, полученной на этапе 1, принимается окончательное решение о принадлежности неизвестного объекта соответствующему классу.

С помощью введения алгебраических операций для совокупности таких распознающих алгоритмов имеется возможность конструировать новые распознающие алгоритмы и построить алгебраические замыкания семейства распознающих алгоритмов [11, 15, 18, 21], что значительно расширяет возможности решения задач распознавания и классификации по сравнению с существующими алгоритмами распознавания.

Кроме рассмотренных выше классических методов теории распознавания, в последние десятилетия получил развитие вполне самостоятельный подход, известный как *нечёткое распознавание образов*.

Нечёткие (fuzzy) методы распознавания образов [17] основаны на теории нечетких множеств, возникшей на стыке математической логики и математической теории множеств в середине шестидесятых годов и интенсивно развивающейся в последнее время. Классы объектов здесь описываются на основе нечёткой логики с применением лингвистических переменных и нечетких множеств. Согласно [17], объекты, характеризуемые конечным числом признаков (A_1, A_2, \dots, A_n), могут быть описаны нечётким множеством (распределением нечёткости) вида (1), содержащим отношения приближённых

значений признаков и соответствующих приближённых оценок k (индексов классов), касающихся принадлежности данного объекта к тому или иному классу $k=1, 2, \dots, l$:

$$\rho(A_1, A_2, \dots, A_n; k). \quad (1)$$

При распознавании в процессе работы предъявляется некоторый объект и идентифицируется его вектор признаков, далее по приближенной экспертной информации, содержащей множество отношений "признаки - классы" вида (1), принимается решение о принадлежности объекта к одному из классов k . В [17] отмечается, что формирование экспертной информации, также носящей нечёткий характер, возможно как с помощью одних лишь априорных сведений, так и методом проб и ошибок в процессе самообучения. Необходимо заметить, что нечёткие методы распознавания так же, как и fuzzy-методология в целом, ещё не обладают строгой формализованной теорией и недостаточно исследованы практически, поэтому вопрос аналитической оценки достоверности распознавания таких систем пока остаётся открытым. Вместе с тем, очевидные преимущества нечётких методов распознавания образов: практическая эффективность при скромных аппаратных требованиях, возможность использования как априорной информации, так и процедуры обучения, открывают широкие возможности применения методов данной группы для распознавания несложных объектов.

Выводы

Для решения поставленной задачи распознавания текущего технологического состояния одноковшового экскаватора эффективность применения того или иного метода в значительной степени определяется рядом существенных ограничений на распознающий процесс, а именно: 1) ограниченные вычислительные ресурсы, что связано со спецификой горного производства; 2) ограничения по времени принятия решения, связанные с тем, что распознавание осуществляется в реальном времени; 3) значительное влияние случайных факторов на процесс распознавания; 4) высокая цена достоверности распознавания (возможность аварии в случае ошибочного решения). С точки зрения решения задачи распознавания в условиях названных ограничений, важнейшей особенностью реальных систем, которая практически не учитывается в рассмотренных детерминистских, структурных, логических, основанных на АВО и алгебраических системах, является то, что наблюдения неизбежно подвержены возмущениям, носящим непредсказуемый, вероятностный характер и сказывающимся на всех стадиях процесса распознавания (погрешности измерительных приборов, неточности регистрации, аппаратные шумы, потери информации при передаче по каналам связи, ограничения разрядности ЭВМ) [21]. Все эти возмущающие факторы, взаимодействуя между собой, приводят к тому, что наблюдаемый набор признаков распознаваемого объекта является случайной величиной, позволяя говорить о случайном характере результата распознавания [7, 15, 21]. Попытки решения данной проблемы относительно некоторых методов распознавания (например алгебраических [11, 15]) неизбежно приводят к дополнительному увеличению вычислительной сложности распознающих процедур, что совершенно неприемлемо в условиях распознавания в реальном времени при ограниченной мощности вычислительных средств (на экскаваторе обычно это однокристалльная ЭВМ или микроконтроллер). Таким образом, методами, в наибольшей степени адекватными случайному характеру распознающего процесса, неизбежно являются методы статические (вероятностные) [21].

Кроме указанного достоинства, необходимо отметить сравнительную вычислительную и структурную простоту статистических методов, хорошие возможности для наиболее полного использования как априорной, так и апостериорной информации при построении решающего правила [9, 21, 23], возможности количественно описать процессы обучения и принятия решения с использованием хорошо развитых методов математической статистики, что открывает широкие возможности для решения задачи опти-

мизации размерности признакового пространства, объемов обучающей и контрольной выборок [21].

В сравнении со статистическими, все прочие рассмотренные методы распознавания, согласно [21], имеют значительно более скромные возможности для оптимизации признакового пространства и объема обучающей и контрольной выборок, что определяется отсутствием аналитических методов оценки достоверности распознавания через параметры распознающей процедуры. Структурные, логические и алгебраические методы представляют повышенную вычислительную сложность, требующую мощных аппаратных ресурсов и значительно увеличивающую время принятия решения. Детерминистские методы в данном случае не отвечают условиям распознающего процесса, так как при большом числе распознаваемых классов процедура нахождения разделяющих границ значительно усложняется [1, 15]. Структурные методы распознавания, несмотря на их очевидные достоинства и широту применения, требуют определённых усилий по созданию языка на стадии предварительного описания образов, а также имеют значительно более усложненную, по сравнению со статистическими методами, форму принятия решения через грамматические разборы [2, 9, 15]. Нечёткие методы распознавания по своим потенциальным возможностям значительно приближаются к статистическим методам, а в отдельных аспектах даже их превосходят: имеют более скромные аппаратные требования. К достоинствам fuzzy-методов можно отнести и их гибкую математическую структуру, позволяющую учитывать во многом стохастический характер распознающего процесса [17]. Однако отсутствие аналитических средств оценки достоверности распознавания, затрудняющее их оптимизацию, и недостаточная теоретическая и практическая изученность заставляют более осторожно относиться к применению нечётких методов для решения поставленной задачи распознавания.

В заключение можно сделать вывод, что для решения конкретной задачи распознавания технологических состояний одноковшовых экскаваторов статистические (вероятностные) методы по многим позициям предпочтительнее других методов распознавания образов. При практической реализации подобной распознающей системы необходимо учитывать, что статистические методы обладают более мощной теоретической базой и лучше испытаны на практике, а потому более надёжны. Окончательную же оценку эффективности того или иного метода для решения поставленной задачи распознавания может дать только его испытание на имитационной модели или на реальном технологическом объекте.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Айзерман М.А., Браверман Э.М., Розоноэр Л.И. Метод потенциальных функций в теории обучения машин. - М.: Наука, 1970. - 240 с.
2. Браверман Э.М., Мучник И.Б. Структурные методы обработки эмпирических данных. - М.: Наука, 1983. - 464 с.
3. Вальд А. Последовательный анализ. - М.: Физматгиз, 1960. - 328 с.
4. Вапник В.Н. Восстановление зависимостей по эмпирическим данным. - М.: Наука, 1979. - 448 с.
5. Вапник В.Н., Червоненкис А.Я. Теория распознавания образов. - М.: Наука, 1974. - 416 с.
6. Васильев В.И. Распознающие системы: Справочник. - Киев: Наукова думка, 1983. - 424 с.
7. Гилл Ф., Мюррей У., Райт М. Практическая оптимизация. - М.: Мир, 1985. - 510 с.
8. Горелик А.Л., Гуревич И.Б., Скрипкин В.А. Современное состояние проблемы распознавания. Некоторые аспекты. - М.: Радио и связь, 1985. - 160 с.
9. Горелик А.Л., Скрипкин В.А. Методы распознавания. - М.: Высшая школа, 1989. - 232 с.
10. Гуревич И.Б., Журавлёв Ю.И. Минимизация булевых функций и эффективные алгоритмы распознавания //Кибернетика. - 1974. - №3. - С. 16-20.
11. Журавлёв Ю.И. Об алгебраическом подходе к решению задач распознавания и классификации //Проблемы кибернетики: Сб. ст. - М.: Наука, 1978. Вып. 33. - С. 5-68.
12. Журавлёв Ю.И. Непараметрические задачи распознавания образов //Кибернетика. - 1976. - №6. - С. 93-123.

13. Журавлёв Ю.И., Никифоров В.В. Алгоритмы распознавания, основанные на вычислении оценок //Кибернетика. - 1971. - №3. - С. 1-11.

14. Карякин А.Л. Идентификация технологического состояния одноковшовых экскаваторов в автоматизированных системах контроля, диагностики и управления //Изв. вузов. Горный журнал. - 1992. - №9. - С. 142-146.

15. Компьютер и задачи выбора /Ред. Журавлёв Ю.И. - М.: Наука, 1989. - 208 с.

16. Патрик Э. Основы теории распознавания образов. - М.: Сов. радио, 1980. - 408 с.

17. Пешель М. Моделирование сигналов и систем. - М.: Мир, 1981. - 300 с.

18. Распознавание, классификация, прогноз. Математические методы и их применение/Ред. Журавлёв Ю.И. Вып. 2. - М.: Наука, 1989. - 302 с.

19. Распознавание образов: состояние и перспективы /Вархаген К., Дэйи Р., Грун Ф. и др. - М.: Радио и связь, 1985. - 104 с.

20. Ту Дж., Гонсалес Р. Принципы распознавания образов. - М.: Мир, 1978. - 412 с.

21. Фомин А.Я., Савич А.В. Оптимизация распознающих систем. - М.: Машиностроение, 1993. - 288 с.

22. Фу К. Структурные методы в распознавании образов. - М.: Наука, 1977. - 319 с.

23. Фукунага К. Введение в статистическую теорию распознавания. - М.: Наука, 1979. - 367 с.

УДК 622.3.013

В.П.Барановский

К ОПРЕДЕЛЕНИЮ СВЯЗИ МЕЖДУ ПАРАМЕТРАМИ СЛУЧАЙНЫХ ВОЗМУЩЕНИЙ

На системы автоматического регулирования технологических объектов непрерывно или дискретно действуют возмущения, имеющие случайный характер. Эти возмущения имеют либо характер "белого" шума с ограниченной спектральной плотностью, либо характер процесса со скрытой периодичностью.

Корреляционная функция "белого" шума вид:

$$R_f(\tau) = D_f e^{-\frac{|\tau|}{T_f}}, \quad (1)$$

где D_f - дисперсия возмущающего воздействия;

T_f - параметр автокорреляционной функции возмущающего воздействия;

В ряде работ, в которых изучались технологические процессы на обогатительных фабриках, установлено, что изменения во времени некоторых величин, характеризующих процессы измельчения и флотации, носят случайный характер и могут быть описаны корреляционной функцией вида (1).

Вместе с тем возмущения, действующие на технологические объекты регулирования, иногда представляют собой случайные процессы со скрытой периодичностью. Периодичность возмущения является следствием проявления динамических свойств тех аппаратов, на выходе которых действует возмущение. Наличие детерминированной составляющей случайных возмущений в условиях обогатительных фабрик может быть обусловлено, например, периодичностью и дискретным характером загрузки бункеров рудой, колебательными свойствами технологических схем с рециркуляцией и рядом других причин.

Исследованиями ряда авторов, изучавших методами статистической динамики процессы измельчения и флотации, показано, что изменения во времени таких величин, как плотность и гранулометрический состав пульпы на сливе классификатора, содержание полезных компонентов,

концентрация реагентов имеют характер случайных процессов и могут быть описаны корреляционной функцией вида

$$R_f(\tau) = D_f e^{-\alpha_1 |\tau|} \cos \beta_1 \tau. \quad (2)$$

Параметр β_1 в формуле (2) есть частота скрытой периодической составляющей, а величина α_1 характеризует относительную интенсивность остальных, чисто случайных составляющих. Если значение величины $1/\alpha_1$ велико и близко к $2\pi/\beta_1$, то уровень чисто случайных составляющих невелик, и смешанный случайный процесс близок к гармоническому. Если же величина $1/\alpha_1$ мала (при том же значении β_1) и равна $(0,1 \dots 0,5)\pi/\beta_1$, то уровень чисто случайных составляющих соизмерим с уровнем периодической составляющей.

Если принять для решения задач синтеза систем регулирования за возмущающее воздействие стационарный случайный процесс с корреляционной функцией (2), то будет представлять определенный интерес нахождение связи между параметрами корреляционной функции (2) и параметрами других корреляционных функций с тем, чтобы распространить результаты, полученные при исследовании системы с возмущающим воздействием вида (2), на случаи с другими аппроксимациями возмущений. Так, корреляционная функция (2) может быть использована и для аппроксимации часто встречающегося случайного процесса без периодической составляющей (1). Действительно, при малых значениях отношения β_1/α_1 и при $\alpha_1 = 1/T_f$ значения корреляционных функций (1) и (2) приблизительно равны. Поэтому, если, предположим для замкнутой системы регулирования определены оптимальные (в том или ином смысле) параметры корректирующего устройства (регулятора) при воздействии на систему случайного возмущения (2) с достаточно малым соотношением $\beta_1/\alpha_1 = C$ (например, $C = 0,05$) и с известным β_1 , то эти оптимальные значения могут быть приняты и для возмущения (1) с параметром:

$$T_f = \frac{\pi C}{\beta_1} \approx \frac{0,15}{\beta_1}. \quad (3)$$

Можно утверждать, что формула связи (3) между функциями (1) и (2) пригодна и для корреляционных функций, близких к экспоненте или незначительно отличающихся от нее.

Корреляционные функции (1) и (2) соответствуют процессам, не имеющим первой среднеквадратичной производной. Реальные же случайные процессы обычно "гладкие" (дифференцируемые в среднеквадратичном). Так, при более точной аппроксимации случайного процесса можно вместо (2) получить корреляционную функцию вида

$$R_f(\tau) = D_f e^{-\alpha_2 |\tau|} \left(\cos \beta_2 \tau + \frac{\alpha_2}{\beta_2} \sin \beta_2 |\tau| \right). \quad (4)$$

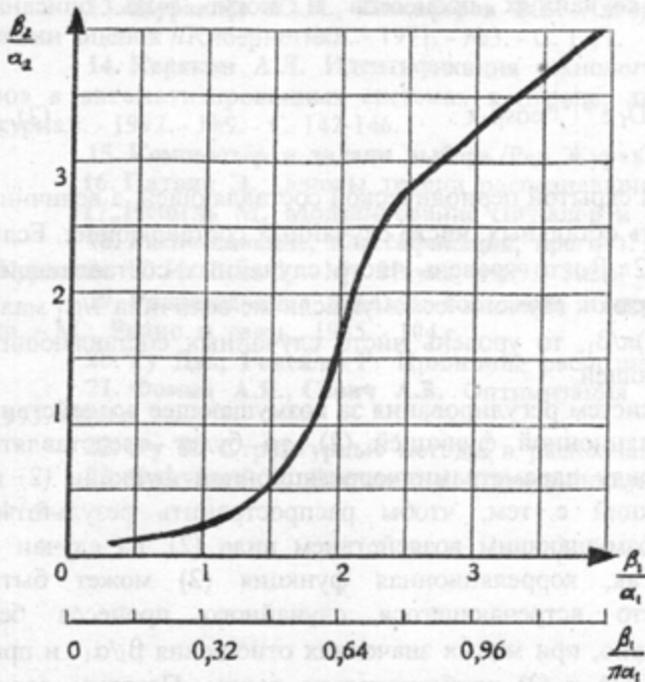
Для нахождения связи между параметрами корреляционных функций (2) и (4) автором решена задача сближения этих функций по минимуму среднеквадратичной ошибки и при $\beta_1 = \beta_2$:

$$\int_0^{\infty} [\rho_1(\tau) - \rho_2(\tau)]^2 d\tau = \min \text{ при } \beta_1 = \beta_2 \text{ и } \alpha_1/\beta_1 = \text{var}, \quad (5)$$

$$\alpha_2/\beta_2$$

где $\rho_1(\tau)$ и $\rho_2(\tau)$ - нормированные автокорреляционные функции возмущений (2) и (4).

Зависимость параметров корреляционной функции (4) от параметров корреляционной функции (2) представлена на рисунке.



К определению связи между параметрами корреляционных функций (2) и (4)

Таким образом, при синтезе регуляторов систем автоматического управления процессами обогащения полезных ископаемых с учетом действия на них возмущений вида (4) целесообразно (с учетом зависимости на рисунке использовать результаты, полученные при действии на системы возмущений вида (2).

Это позволит более полно учитывать реальные свойства возмущений и, как следствие, существенно улучшит качественные показатели работы проектируемые автоматических систем управления.

УДК 622.7-52:51.001.57

А.Я.Комаров, Е.В.Прокофьев

ПАРАМЕТРИЧЕСКАЯ ИДЕНТИФИКАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ СТАТИЧЕСКИХ И ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПИТАТЕЛЕЙ И ГРОХОТОВ

При создании автоматических систем управления технологическими комплексами процессов переработки полезных ископаемых необходимо определить параметры статических и динамических характеристик объектов управления с целью выбора оптимальных законов регулирования и расчета настроечных параметров регуляторов.

На предварительном этапе требуется рассчитать параметры настройки регуляторов на основе имеющейся априорной информации о технических параметрах оборудования и режима его работы. В дальнейшем при работающем оборудовании параметры статических и динамических характеристик могут быть уточнены.

В подготовительных операциях процессов обогащения применяются различные питатели и грохоты*:

пластинчатые, качающиеся (лотковые), вибрационные, конвейерные (ленточные), дисковые.

Как управляемый технологический объект питатель характеризуется следующими параметрами.

входные: производительность по исходному материалу, Q_p ; гранулометрический состав исходного материала, $S_{x_{n1}}$; влажность исходного материала, $W_{ин}$; величина частоты вращения вала (или тока возбуждения) питателя, n_n ; высота (или ширина) слоя материала на рабочем органе питателя, h_n ;

выходные: производительность питателя по выходящему материалу, Q_n ; гранулометрический состав выходящего материала, $S_{x_{n2}}$; влажность выходящего материала, $W_{вп}$.

Передаточную функцию питателя по всем каналам в первом приближении можно представить в виде апериодического инерционного звена первого порядка с запаздыванием

$$W_n(p) = \frac{K_n}{T_n p + 1} e^{-p\tau_n} \quad (1)$$

где K_n - коэффициент передачи питателя (по конкретному каналу); T_n - постоянная времени питателя; τ_n - время запаздывания питателя.

По основному каналу регулирования "частота вращения вала n - расход выходящего материала Q_n " преобладает инерционная составляющая, определяемая движущимися массами электропривода, рабочего органа и материала на питателе. Запаздывание определяется, главным образом, временем падения материала с питателя до уровня его на грохоте. По каналу " $n_n - Q_n$ " коэффициент K_n зависит от типа питателя, его технических параметров и в некоторой степени от влажности исходного материала. Для пластинчатых, конвейерных и дисковых питателей по каналу " $n_n - Q_n$ " K_n в рабочем диапазоне постоянен и равен:

$$K_n = \frac{Q_{п.ном}}{n_{п.ном}}, \quad (2)$$

где $Q_{п.ном}$ - номинальное (среднее или паспортное) значение производительности питателя, т/ч; $n_{п.ном}$ - номинальное (среднее или паспортное) значение числа оборотов двигателя (вала) питателя, об/мин.

Для питателей, у которых Q_n регулируется изменением положения шибера " $h_n - Q_n$ ":

* Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы/ Под ред. О.С.Богданова, В.А.Олевского. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.:Недра, 1982.

$$K_n = \frac{Q_{n.ном}}{h_{n.ном}}, \quad (3)$$

где $h_{n.ном}$ - номинальное (среднее) значение положения шибера, обеспечивающее $Q_{n.ном}$, мм.

Для качающихся и вибропитателей зависимость Q_n от p_n для всего диапазона p_n нелинейна, но в рабочем диапазоне изменения p_n ($\pm 20\%$ от $p_{n.ном}$) ее можно считать линейной. Значение K_n , определяется по формуле (2), а по каналу " $h_n - Q_n$ " - по формуле (3).

При расчетах величины p_n , h_n , $p_{n.ном}$ могут быть выражены в относительных единицах или в процентах от номинальных (средних) значений.

Постоянную времени T_n по каналу " $p_n - Q_n$ " для всех питателей, кроме конвейерных, можно принять зависящей в некоторой степени от мощности электропривода и ориентировочно определить по выражению

$$T_n = 0,7(1 + N_{n.ном} \cdot 10^{-4}), \quad (4)$$

где T_n - постоянная времени питателя, с; $N_{n.ном}$ - номинальная мощность электропривода питателя, кВт.

Для ленточных питателей, у которых движущаяся суммарная масса зависит от длины конвейера l_k под точками бункера, постоянная времени T_n зависит от длины конвейера и может быть определена по эмпирической формуле

$$T_n = 0,7(1 + N_{n.ном} \cdot 10^{-4}) \cdot (1 + \frac{l_k}{50}), \quad (5)$$

где l_k - длина конвейера-питателя, м.

По каналу " $h_n - Q_n$ " постоянная времени T_n - в общем случае величина переменная и зависит от времени перемещения из предыдущего положения в новое. Для 20% перемещения шибера от номинального и при полном (номинальном) угле поворота (ходе) исполнительного механизма за время, равное 10 с, $T_n = 10 \cdot 20 / 100 = 2$ с.

Время запаздывания по каналу " $p_n - Q_n$ " определяется, главным образом, временем падения материала с питателя до уровня материала в следующем аппарате и находится по выражению:

$$\tau_n = \sqrt{\frac{2H_n}{g}}, \quad (6)$$

где τ_n - время запаздывания, с; H_n - высота падения руды, м; g - ускорение свободного падения, 9.8 м/с².

При запуске пустых питателей τ_n увеличивается на время транспортировки $\tau_{нт}$ руды по рабочей зоне питателя, которое равно

$$\tau_{нт} = \frac{l_n}{V_n} = \frac{60 \cdot l_n}{K_{нт} \cdot n_n}, \quad (7)$$

где V_n - скорость движения материала на питателе, м/с; l_n - длина рабочей зоны питателя от точки подачи материала на питатель до точки схода материала с питателя, м; n_n - текущее значение частоты вращения вала питателя (двигателя), об/мин; $K_{нт}$ - коэффициент пропорциональности между V_n и n_n , $K_{нт} = V_n / n_n$, м/об.

По каналу " $h_n - Q_n$ " время запаздывания τ_n увеличивается всегда на $\tau_{нт}$.

Величина V_n для пластинчатых, дисковых, лотковых и вибропитателей лежит в пределах от 0,2 до 0,5 м/с в зависимости от n_n , для ленточных питателей - в пределах от 1,0 до 2,0 м/с.

По каналам " $Q_p - Q_n$ ", " $Cx_{n1} - Cx_{n2}$ ", " $W_{им} - W_{нп}$ " коэффициенты передачи K_n равны единице, T_n равно нулю, а τ_n определяется как сумма величин времени запаздывания по формулам (6), (7).

По каналам " $Cx_{n1} - Q_n$ " и " $W_{им} - Q_n$ " коэффициент K_n определяется опытным путем, τ_n - по формулам (6) и (7), а T_n равно нулю.

Наиболее распространены в горной промышленности грохоты трех типов: неподвижные колосниковые наклонные грохоты, инерционные наклонные грохоты и самобалансные горизонтальные или слабонаклонные грохоты.

Как управляемые технологические аппараты грохоты характеризуются следующими параметрами.

входные:

производительность по исходному материалу, $Q_{гр}$; гранулометрический состав исходного материала, $Cx_{гр1}$; влажность исходного материала, $W_{гр1}$; угол наклона грохота к горизонту, $\gamma_{гр}$; частота колебаний, $n_{гр}$;

выходные:

производительность по надрешетному продукту, $q_{гр1}$; производительность по надрешетному продукту, $q_{гр2}$; гранулометрический состав надрешетного продукта, $Cx_{гр2}$; гранулометрический состав подрешетного продукта, $Cx_{гр3}$; эффективность грохочения, характеризующая выход в дол. ед. класса меньше размеров отверстий сит в подрешетный продукт от массы этого класса в исходном материале, E ; влажность надрешетного продукта, $W_{гр2}$; влажность подрешетного продукта, $W_{гр3}$.

Передающую функцию грохота в общем случае можно представить в виде аperiodического инерционного звена первого порядка с запаздыванием:

$$W_{гр}(p) = \frac{K_{гр}}{T_{гр}p + 1} e^{-p\tau_{гр}}, \quad (8)$$

где $K_{гр}$ - коэффициент передачи грохота (по конкретному каналу); $T_{гр}$ - постоянная времени грохота; $\tau_{гр}$ - время запаздывания грохота.

В зависимости от канала меняется соотношение между инерционной и запаздывающей частями аппроксимирующего грохот звена АСР, меняются и значения $K_{гр}$, $T_{гр}$, $\tau_{гр}$.

По основным каналам разделения исходного материала $Q_{гр}$ на верхний надрешетный $q_{гр2}$ и нижний подрешетный $q_{гр3}$ продукты " $Q_{гр} - q_{гр2}$ ", " $Q_{гр} - C_{X_{гр2}}$ ", " $C_{X_{гр1}} - C_{X_{гр2}}$ ", " $W_{гр1} - W_{гр2}$ " грохот является практически звеном чистого запаздывания с временем запаздывания, определяемым по выражению

$$\tau_{гр2} = l_{гр} / V_{гр}, \quad (9)$$

где $l_{гр}$ - длина рабочей части грохота, м; $V_{гр}$ - средняя скорость движения материала по грохоту, м/с.

При длительности падения материала с грохота до следующего механизма, соизмеримого с $\tau_{гр2}$, необходимо его суммировать с $\tau_{гр2}$.

Средняя скорость $V_{гр(н)}$ для неподвижных грохотов может быть принята равной скорости материала при падении его с конвейера до грохота с высоты $H_{гр}$:

$$V_{гр(н)} = \sqrt{2g \cdot H_{гр}}, \quad (10)$$

Средняя скорость $V_{гр(н)}$ для самобалансных грохотов изменяется от 0,1 до 0,4 м/с в зависимости от частоты колебаний грохота $n_{гр}$ и амплитуды колебаний g . Для промышленных грохотов без регулируемого электропривода $V_{гр.ном(с)}$ составляет 0,2 - 0,25 м/с.

Средняя скорость $V_{гр(н)}$ для наклонных инерционных грохотов изменяется от 0,4 до 0,8 м/с в зависимости от амплитуды колебаний g , частоты колебаний $n_{гр}$ и угла наклона.

Для промышленных наклонных грохотов при отверстиях менее 25 мм принимают $V_{гр.ном(н)} = 0.5$ м/с, а при отверстиях более 25 мм рекомендуется $V_{гр.ном(н)} = 0.65$ м/с.

При наличии регулируемого электропривода средняя скорость $V_{гр(н)}$ ориентировочно равна:

$$V_{гр(н)} = V_{гр.ном(н)} \cdot \left(\frac{n_{гр}}{n_{гр.ном}} \right)^2, \quad (11)$$

где $V_{гр.ном(n)}$ - номинальная скорость материала на грохоте, указанная выше, м/с; $n_{гр.ном(n)}$ - номинальная частота колебаний, обеспечивающая $V_{гр.ном(n)}$, мин⁻¹.

При изменении угла наклона грохота $\gamma_{гр}$ с прямоугольным движением сита средняя скорость $V_{гр.п(n)}$ может быть приближенно определена по формуле

$$V_{гр.п(n)} = V_{гр.ном(n)} \cdot \frac{tg\alpha_{гр}}{tg\alpha_{гр.ном}}, \quad (12)$$

где $\alpha_{гр.ном}$ - номинальный угол наклона грохота, обеспечивающий $V_{гр.ном(n)}$, град.

Для наклонных грохотов с круговыми колебаниями сита $V_{гр.к(n)}$ ориентировочно можно определить по выражению

$$V_{гр.к(n)} = V_{гр.ном(n)} \cdot \frac{\alpha_{гр}}{\alpha_{гр.ном}} \left(1 + 10 \sqrt{tg^3 \alpha_{гр}} \right), \quad (13)$$

По каналам "n_{гр} - q_{гр2}", "n_{гр} - Cx_{гр2}" из-за наличия инерционных подвижных масс электропривода и материала грохот можно аппроксимировать инерционным звеном с запаздыванием (8). При этом постоянная времени T_{гр2} меньше $\tau_{гр2}$ и составляет доли секунды (0,3-0,7 с) в зависимости от соотношения мощности электропривода, движущихся масс грохота и материала и скорости изменения эффективности грохочения. Величина $\tau_{гр2}$ по этим каналам может быть принята равной половине $\tau_{гр2}$, определенной по формуле (9). Однако при этом необходимо учитывать, что при изменении n_{гр} изменяется и V_{гр}, т.е. и $\tau_{гр2}$, поэтому необходимо принимать величину $\tau_{гр2}$ максимальной, при которой запас устойчивости АСУ будет минимальный.

Каналы, относящиеся к нижнему продукту грохота, можно аппроксимировать инерционным звеном первого или второго порядка. Величина транспортного запаздывания $\tau_{гр3}$ здесь значительно меньше постоянной времени T_{гр2} и определяется временем падения материала от грохота до следующего технологического механизма. Если это время $\tau_{гр3}$ соизмеримо с T_{гр3}, его необходимо учитывать, пользуясь формулой (6).

По каналам "Q_{гр} - q_{гр3}", "Q_{гр} - Cx_{гр3}", "Cx_{гр1} - Cx_{гр3}", "W_{гр1} - W_{гр3}", "Q_{гр} - E", "Cx_{гр1} - E", "W_{гр1} - E" грохот можно аппроксимировать инерционным звеном первого порядка.

Величина постоянной времени по этим каналам ориентировочно составляет:

$$T_{гр3} = (0,3 - 0,4) \tau_{гр2}, \quad (14)$$

При этом чем больше нагрузка на грохот, больше содержание минусового класса и влажность, а следовательно меньше E, тем T_{гр3} больше, т.к. процесс грохочения затягивается.

По каналам "n_{гр} - q_{гр3}", "n_{гр} - Cx_{гр3}", "n_{гр} - E" грохот можно аппроксимировать инерционным звеном второго порядка с передаточной функцией вида:

$$W_{гр(n3)}(P) = \frac{K_{гр}}{(T_{гр.п} P + 1)(T_{гр.м} P + 1)}, \quad (15)$$

где T_{гр.п} - постоянная времени, определяемая движущимися массами электропривода, грохота и материала, и составляющая 0,3-0,7 с; T_{гр.м} - постоянная времени, определяемая процессом грохочения материала на грохоте и составляющая 0,8 T_{гр3}.

При этом T_{гр3} - величина переменная, зависящая от n_{гр} и τ_{гр2}. Если при расчетах принять T_{гр3} постоянной, равной минимальной ее величине, и при этом T_{гр.м} будет значительно меньше T_{гр3}, грохот по этим каналам можно аппроксимировать инерционным звеном первого порядка с постоянной времени T_{гр3}, определенной по формуле (14).

По каналам "γ_{гр} - q_{гр3}", "γ_{гр} - Cx_{гр}", "γ_{гр} - E" грохот можно также аппроксимировать инерционным звеном второго порядка с передаточной функцией вида:

$$W_{гр(α)}(P) = \frac{K_{гр}}{(T_{гр.им} P + 1)(T_{гр.м} P + 1)}, \quad (16)$$

где T_{гр.им} - постоянная времени, величина которой равна времени изменения исполнительным механизмом угла наклона грохота измельчения одного положения в другое, практически 5-10 с; T_{гр.м} - та же что и в (15) с теми же выводами о ее изменении и величине.

Коэффициенты передачи K_{гр} по каналам "Q_{гр} - q_{гр2}", "Q_{гр} - Cx_{гр2}", "Cx_{гр1} - Cx_{гр2}", "Q_{гр} - q_{гр3}", "Q_{гр} - Cx_{гр3}", "Cx_{гр} - Cx_{гр3}" зависят как от абсолютного значения Q_{гр} и Cx_{гр1}, так и от величины E.

По каналу «Q_{гр} - q_{гр2}» коэффициент передачи K_{гр,q2} равен:

$$K_{гр,q2} = Cx_{гр1(+)} + (1 - Cx_{гр(+)})(1 - E), \quad (17)$$

где C_{гр1(+)} - содержание плюсового класса в исходном материале, дол.ед.; E - эффективность грохочения, дол.ед.

Эффективность грохочения E - величина переменная, зависящая от нагрузки на грохот, т.е. от Q_{гр} и Cx_{гр1}, а также от n_{гр}, γ_{гр} и W_{гр1}. Для неподвижных колосниковых грохотов E изменяется в пределах 0,5-0,7 (50 - 70%), для вибрационных грохотов - в пределах 0,65 - 0,85 (65 - 85%). Точное значение определяется экспериментально.

По каналу "Q_{гр} - Cx_{гр2(-)}" коэффициент передачи K_{гр,сх2} для минусового класса (замельченность надрешетного продукта) равен:

$$K_{гр. q2(-)} = \frac{C_{X_{гр1(-)}}(1-E)}{C_{X_{гр1(+)} + C_{X_{гр1(-)}}(1-E)} = \frac{(1 - C_{X_{гр1(+)}})(1-E)}{C_{X_{гр1(+)} + C_{X_{гр1(-)}}(1-E)}, \quad (18)$$

где $C_{X_{гр1(-)}}$ - содержание минусового класса в исходном материале, дол.ед.

По каналу " $Q_{гр} - C_{X_{гр2(+)}}$ ":

$$K_{гр. q2(+)} = \frac{C_{X_{гр1(+)}}}{C_{X_{гр1(+)} + C_{X_{гр1(-)}}(1-E)}, \quad (19)$$

по каналу " $C_{X_{гр1(-)} - C_{X_{гр2(-)}}$ ":

$$K_{гр. Cx2(-)} = \frac{C_{X_{гр1(-)}}(1-E)}{C_{X_{гр1(-)}}[C_{X_{гр1(+)} + C_{X_{гр1(-)}}(1-E)]}, \quad (20)$$

по каналу " $Q_{гр} - q_{гр3}$ ":

$$K_{гр. q3} = C_{X_{гр1(-)}} \cdot E, \quad (21)$$

Так как эффективность грохочения E изменяется при изменении $C_{X_{гр1}}$ и при $Q_{гр}$ больше оптимальной пропускной способности грохота, коэффициенты $K_{гр}$, зависящие от $C_{X_{гр1}}$ и $Q_{гр}$, тоже меняются.

По каналу " $Q_{гр} - C_{X_{гр3}}$ " имеем для плюсового класса $K_{гр. q(+)}$, равный нулю, т.к. плюсовой класс не попадает в подрешетный продукт, а для минусового класса имеем:

$$K_{гр. q(-)} = 1/Q_{гр}, \quad (22)$$

так как доля минусового класса в подрешетном продукте равна единице.

По каналу " $C_{X_{гр1} - C_{X_{гр3(+)}}$ " для плюсового класса $K_{гр. q(+)} = 0$, а для минусового класса по той же причине имеем:

$$K_{гр. Cx(-)} = \frac{1}{C_{X_{гр1}}}, \quad (23)$$

По каналам " $W_{гр1} - W_{гр2}$ ", " $W_{гр1} - W_{гр3}$ ", " $W_{гр1} - E$ " передаточные коэффициенты определяются экспериментально, т.к. они зависят от гранулометрического состава исходного материала, эффективности грохочения, физических свойств материала. Ориентировочно можно принять $K_{грw2} = 0,2 - 0,4$, а $K_{грw3} = 1,2 - 1,6$.

По каналу " $Q_{гр} - E$ " при нагрузках меньше $1,2 Q_{гр. ном}$ E можно считать постоянной, равной $E_{ном.}$, т.е.

$$K_{грE} = E_{ном.}/Q_{гр}, \quad (24)$$

При нагрузках больше $1,2 Q_{гр.ном}$ E резко снижается.

По каналу " $Cx_{гр1(-)}$ - E " при прочих постоянных параметрах величина E при $Q_{гр} \leq Q_{гр.ном}$ снижается незначительно и может быть принята постоянной, т.е.

$$K_{грECx(-)} = E_{ном} / Cx_{гр1}, \quad (25)$$

При больших $Cx_{гр1(-)}$, когда количество минусового класса больше пропускной способности грохота, E резко падает.

По каналу " $n_{гр}$ - E " при прочих постоянных параметрах с увеличением $n_{гр}$ до оптимального значения E увеличивается, а затем начинает постепенно падать. Оптимальное значение $n_{гр}$ изменяется с изменением $\gamma_{гр}$, $Q_{гр}$, $Cx_{гр1}$.

По каналу " $\gamma_{гр}$ - E " также имеется экспериментальная зависимость. При $\gamma_{гр} = \gamma_{гр.опт}$ значение E максимальное.

По каналам " $n_{гр}$ - $q_{гр}$ ", " $n_{гр}$ - $Cx_{гр2}$ ", " $\gamma_{гр}$ - $q_{гр}$ ", " $\gamma_{гр}$ - $Cx_{гр2}$ ", " $n_{гр}$ - $q_{гр3}$ ", " $\gamma_{гр}$ - $q_{гр3}$ " статические характеристики также нелинейные, имеют экстремальные зависимости, поэтому определение значения коэффициентов по этим каналам в рабочих режимах требует постановки специальных экспериментов для конкретных материалов и грохотов.

УДК 622:621.879.3

С.Н.Скобцов

АНАЛИЗ РАБОЧИХ НАГРУЗОК И ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДИКИ ДИНАМИЧЕСКИХ ИСПЫТАНИЙ ГЕНЕРАТОРОВ ЭКСКАВАТОРНОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА

Совершенствование систем автоматического управления экскаваторными электроприводами ведётся, в частности, в направлении снижения динамических нагрузок в упругосвязных механизмах. Независимо от способа и структуры управления, желаемая степень демпфирования механических процессов достигается активным воздействием со стороны электропривода на управляемый механизм. При этом соответственно возрастает уровень динамических составляющих электромагнитного момента двигателя и, следовательно, скорости изменения тока силовой цепи системы Г-Д. На Карпинском электромашиностроительном заводе проводятся динамические испытания генераторов постоянного тока для экскаваторных электроприводов. Целью таких испытаний является определение предельных по условиям

безыскровой коммуникации значений скорости изменения тока якоря $\frac{dI}{dt}$, а реализация испытательного процесса основана на задании в цепи якоря испытуемого генератора синусоидального тока определённой частоты и амплитуды. Необходимым условием при этом является соответствие параметров синусоиды тестового тока спектральному составу реально действующих динамических нагрузок в условиях экскаваторного электропривода. Эти условия, в частности, могут быть определены в результате экспериментального исследования наиболее вероятных динамических составляющих нагрузок электрических машин в двух основных режимах – в режиме управления и внешних возмущений, а также в определении их спектрального состава.

Методика динамических испытаний генераторов, основанная на использовании синусоидального тока якоря низкой частоты, позволяет вести длительный непрерывный контроль за всеми интересующими параметрами и их регистрацию во всём диапазоне условий испытаний. Основной динамический параметр – скорость изменения тока якорной цепи в любой момент времени – определяется по формуле

$$\frac{dI}{dt} = A \cdot \omega \cdot \cos(\omega \cdot t).$$

Принятие в качестве тестовой формы тока вида $I_{\alpha} = I_0 \cdot \sin(\omega \cdot t)$ целесообразно ещё и потому, что для расчёта и проектирования системы управления стендовой испытательной установкой может быть применён хорошо разработанный в теории управления частотный метод. На рис. 1 приведена осциллограмма, полученная в процессе динамических испытаний генератора. Искрение под щётками, интенсивность которого максимальна в момент наибольшего значения скорости изменения тока фиксируется фотодиодным датчиком, а магнитный поток добавочных полюсов – с помощью датчика Холла, помещаемого в зазор под добавочным полюсом. Очевидна и причина возникновения искрения – возросшее динамическое рассогласование между текущими значениями тока якоря и потоком добавочных полюсов.

На рис. 2 представлены осциллограммы реализации тока якоря и скорости его изменения, генератор привода подъёма экскаватора ЭКГ-8И при работе в забое. Анализ осциллограмм показывает, что основной особенностью динамической нагрузочной диаграммы генератора является её вероятностный характер, имеет место беспорядочное колебание амплитуд величины скорости изменения тока якоря, хотя наблюдается вполне упорядоченный характер в смысле периодичности и повторяемости от цикла к циклу.

Анализ достаточно длительного процесса работы, кроме того, показывает, что имеется существенная разница как в среднем уровне амплитуд величины $\frac{dI}{dt}$, для режима управления и внешней нагрузки, так и в самом характере кривых для этих двух режимов. Реальная нагрузочная

кривая не может быть представлена в виде детерминированной функции времени. Её можно описать только статистически, т.е. вероятностными характеристиками, как случайный процесс.

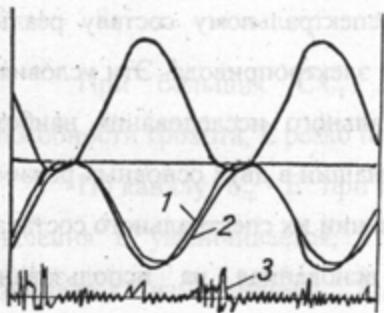


Рис. 1. Осциллограмма динамических испытаний генератора постоянного тока: 1 – синусоидальный ток якоря ($f=1,1$ Гц, $A=1000$ А); 2 – магнитный поток добавочных полюсов; 3 – сигнал датчика искрения на коллекторе

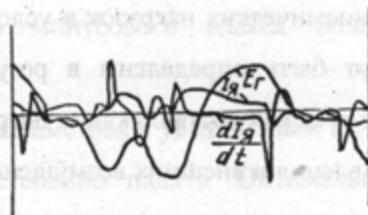


Рис. 2. Осциллограммы реализации тока якоря и скорости его изменения

Важнейшими числовыми характеристиками формирования динамических нагрузок генераторов как случайного процесса являются: математическое ожидание m_x , дисперсия, корреляционная функция $K_x(\tau)$ и спектральная плотность $K_x(\omega)$.

Математическое ожидание случайной функции есть некоторая неслучайная функция, около которой различным образом варьируются конкретные реализации случайного процесса:

$$m_x = M[X(t)].$$

Анализ осциллограмм показывает, что в режиме управления процесс формирования динамической нагрузки носит дискретный характер. Поэтому математическое ожидание для этого случая есть число, в районе которого рассеяны конкретные значения.

Таким образом, анализ динамических нагрузок в этом режиме можно ограничить только нахождением закона распределения случайной величины динамической нагрузки, её математического ожидания и дисперсии, характеризующей разброс возможных значений реализаций относительно своего математического ожидания:

$$D_x^{(t)} = D[X(t)].$$

Целью статистического анализа случайного процесса формирования динамических нагрузок электрических машин является определение эквивалентного детерминированного режима нагружения при стендовых испытаниях. Это означает, что при использовании в качестве тестовой формы синусоидального тока силовой цепи испытуемого генератора необходимо определить его эквивалентные амплитуду и доверительную область частот.

Таким образом, для определения перечисленных параметров для конкретного генератора, работающего в заданных условиях, нужно вычислить распределение динамических нагрузок и их спектральный состав, характеризуемый автокорреляционной функцией и функцией спектральной плотности.

Следует при этом отметить, что случайная функция dI/dt в режиме внешней нагрузки вполне отвечает требованиям условий стационарности:

$$m_j(t) = m_j = const,$$

$$K_j(t, t') = K_j(t).$$

Действительно, ток силовой цепи стремится к некоторому (хотя и различному) установившемуся значению. Поэтому кривая dI/dt расположена (статистически) симметрично относительно нулевой линии:

$$m_j = 0.$$

Обработка осциллограмм динамической нагрузки генераторов заключается в преобразовании непрерывного графика функции dI/dt в дискретную числовую последовательность путём квантования по времени с шагом дискретности τ . Специфика работы экскаватора позволяет получить реализацию отдельных циклов продолжительностью 5-10с. Поэтому при обработке нужно производить выборку отдельных циклов, из которых на основании стационарности процесса составляется непрерывная реализация достаточно большой длительности.

Здесь приводятся результаты статистической обработки осциллограммы часовой записи работы генератора подъёма экскаватора. При этом зафиксировано 928 включений командоконтроллера. Замеренные максимальное и минимальное значения скорости изменения тока якоря составили соответственно 8.0 и 2.0 номинальных значений в секунду. Для построения кривой распределения весь диапазон этих значений сгруппирован по уровням квантования с

интервалом вариационного ряда $K = 0.4 \left[\frac{I_{НОМ}}{c} \right]$. На рис.3 приведены гистограмма и кривая

распределения динамических нагрузок генератора в режиме управления. Вычисленные значения статистических характеристик для этого распределения имеют следующие значения:

Математическое ожидание величины dI/dt вычисляется: $\bar{i} = \frac{\sum I_i}{\sum Y_i} = 6 \left[\frac{I_{НОМ}}{c} \right]$.

Дисперсия нагрузки: $D_i = \frac{\sum (i_i - \bar{i})^2 Y_i}{\sum Y_i} = 0.655 \left[\frac{I_{НОМ}}{c} \right]^2$.

Среднее квадратичное отклонение: $\sigma_i = \sqrt{D_i} = 0.808 \left[\frac{I_{НОМ}}{c} \right]$.

Третий центральный момент: $\mu_3 = \frac{\sum (i_i - \bar{i})^3 Y_i}{\sum Y_i} = 0.06$.

Коэффициент асимметрии: $S_k = \frac{\mu_3}{\sigma_i^3} = 0.113$.

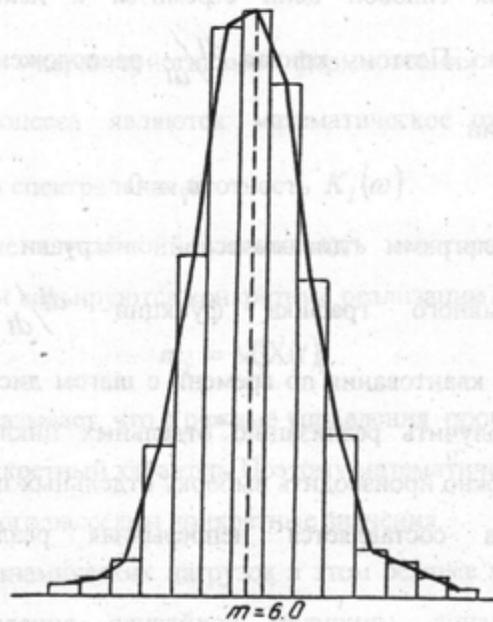


Рис.3. Гистограмма динамических нагрузок (dI/dt)

Четвёртый центральный момент: $\mu_4 = \frac{\sum (i_i - \bar{i})^4 Y_i}{\sum Y_i} = 1.7 \left[\frac{I_{НОМ}}{c} \right]$.

Коэффициент эксцесса: $E_j = \frac{\mu_4}{\sigma_j^4} - 3 = 0.98$.

Мера крутости: $r_{4j} = 3.98$.

Мода M_0 для данного упорядоченного вариационного ряда: $M_0 = 5.87 \left[\frac{I_{НОМ}}{c} \right]$.

Среднее линейное отклонение: $d_j = 0.594 \left[\frac{I_{НОМ}}{c} \right]$.

Анализ полученных гистограмм исследуемых распределений показал, что в обоих случаях эмпирически установленному распределению отвечает характерная для него теоретическая форма нормального закона распределения (см. рис.3).

Параметрами нормального закона являются среднее арифметическое распределение и среднее квадратичное отклонение.

Нормальный закон распределения выражается формулой

$$f(x) = \frac{1}{\sigma \cdot \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{x-m_x}{2\sigma^2}}$$

В соответствии с теоремой Чебышева средние арифметические величины принимаются за математическое ожидание, а дисперсии вариационного ряда – за дисперсии нормального распределения, т.е.

$$f(i) = \frac{1}{\sigma_i \cdot \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{i-i}{2\sigma^2}}$$

Для режима управления

$$f_i = \frac{1}{0.808 \cdot \sqrt{2 \cdot \pi}} e^{-\frac{i-6}{2 \cdot 0.808^2}}$$

Для режима внешней нагрузки

$$f_i = \frac{1}{0.808 \cdot \sqrt{2 \cdot \pi}} e^{-\frac{i-2.8}{2 \cdot 0.808^2}}$$

Отсутствие существенных расхождений между теоретическим и экспериментальным распределением в соответствии с критерием «согласия» Пирсона даёт основание считать закон

нормального распределения вероятности динамических нагрузок генераторов в рабочих режимах вполне приемлемым.

Анализ автокорреляционной функции и функции спектральной плотности (рис.4) динамической нагрузки показывает, что характерной особенностью процесса нагрузки генераторов является его ярко выраженная колебательность. Значительная часть дисперсии приходится на периодическую составляющую исходной функции тока якоря и его производной.

Автокорреляционная функция $K_I(\tau)$ имеет типичный вид затухающих колебаний и может быть аппроксимирована экспоненциально – косинусной функцией вида

$$K_I(\tau) = D_I \cdot e^{-\alpha\tau} \cdot \cos(\omega \cdot \tau)$$

Для конкретного примера анализа динамической нагрузки генератора подъема в результате аппроксимации по методу наименьших квадратов имеем аналитические выражения:

для автокорреляционной функции

$$K_I(\tau) = 0.655 \cdot e^{-1.27\tau} \cdot \cos(7.87 \cdot \tau);$$

для функции спектральной плотности

$$S_I(\omega) = 0.655 \left[\frac{1.27}{1.614 \cdot (\omega - 7.87)^2} + \frac{1.27}{1.614 \cdot (\omega + 7.87)^2} \right]$$

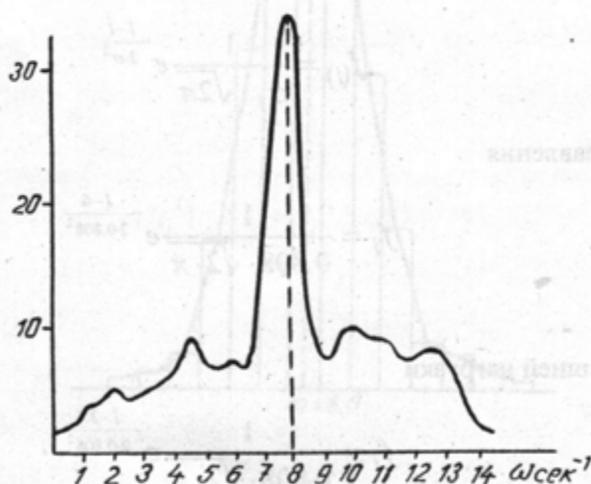


Рис.4. Функция спектральной плотности динамических нагрузок

Максимум функции спектральной плотности соответствует частоте $\omega = 7.87 \text{ c}^{-1}$.

Полученные результаты статистической обработки и исследования спектрального состава динамических нагрузок генератора позволяют определить эквивалентные параметры соответствующего гармонического режима силовой цепи исследуемого привода:

$$I_{\text{экв}}(t) = A_{\text{экв}} \cdot \sin(\omega_{\text{экв}} \cdot t).$$

Связь между амплитудным значением тока и его производной по времени определяются из соотношений $I(t) = A \cdot \sin(\omega \cdot t)$; $\dot{I}(t) = A \cdot \omega \cdot \cos(\omega \cdot t)$, откуда имеем $A = \frac{\dot{I}}{\omega}$.

Заменяя в этом выражении производную \dot{I} на математическое ожидание m_I и частоту ω на ω_H , получим соотношение для определения эквивалентной амплитуды тока:

$$A_{\text{экв}} = \frac{m_I}{\omega_H}.$$

Таким образом, эквивалентный режим силовой цепи исследуемого генератора, статистически соответствующий реальной динамической составляющей тока якоря, определяется

функцией

$$I_{\text{я.дин.}} = \frac{m_I}{\omega_H} \sin(\omega_H \cdot t),$$

которая позволяет определить доверительную область задания параметров динамического режима силовой цепи генераторов при проведении стендовых динамических испытаний.

При известных динамических нагрузочных способностях генераторов статистическая вероятность безысковой работы в том или ином динамическом режиме пропорциональна площади, ограниченной кривой функции распределения слева от вертикальной прямой, соответствующей предельной динамической нагрузочной способности генератора (рис.5).

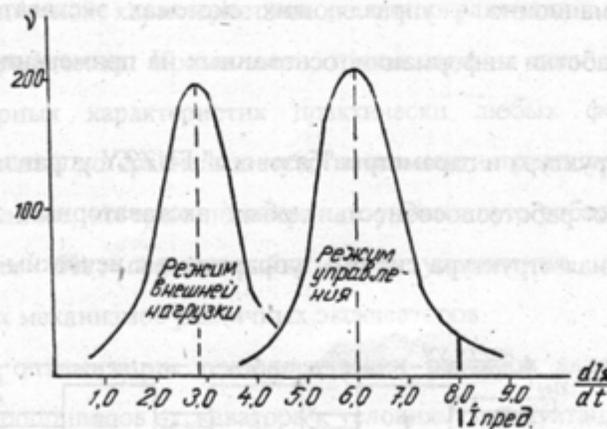


Рис.5. Кривые распределения величины $(dI_{\text{я}}/dt)$ для режима внешней нагрузки и режима

управления

Математически вероятность безыскровой работы генератора определяется соотношением

$$P_{\delta.p} = \frac{1}{2} \left[\Phi \left(\frac{I - m_i}{\sqrt{2} \cdot \sigma_i} \right) - \Phi \left(\frac{-m_i}{\sqrt{2} \cdot \sigma_i} \right) \right],$$

где Φ - функция Лапласа; $I_{\text{пред}}$ - предельная динамическая нагрузочная способность генератора.

Пусть, например, генератор ПЭ-151-8К имеет в режиме управления предельное значение скорости изменения тока якоря по условиям безыскровой коммутации $I_{\text{пред}} = 8 \frac{I_{\text{НОМ}}}{c}$.

Тогда искомая вероятность в соответствии с приведённой формулой составит 0,88.

УДК 621.879:510.22

А.В. Покшин

ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АЛГОРИТМОВ НЕЧЕТКОЙ ОБРАБОТКИ ИНФОРМАЦИИ В ЭКСКАВАТОРНЫХ ИНФОРМАЦИОННО-УПРАВЛЯЮЩИХ СИСТЕМАХ

Эффективность работы предприятий с добычей полезных ископаемых открытым способом во многом определяется надёжностью и производительностью одноковшовых карьерных экскаваторов. Повышение производительности, снижение динамических нагрузок, увеличение надёжности экскаваторных электроприводов может быть достигнуто при использовании в экскаваторных информационно – управляющих системах экскаваторными электроприводами новых алгоритмов обработки информации, основанных на применении методов теории нечетких множеств [2,4,6].

Разработаны структура и параметры "базового" FUZZY управляющего устройства (FUZZY УУ), обеспечивающего работоспособность любых экскаваторных электроприводов в любых режимах [1]. Обобщённая структура системы управления с нечётким управляющим устройством приведена на рис. 1.

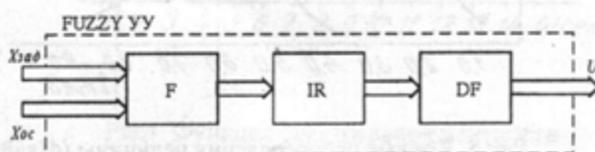


Рис. 1. Структура FUZZY-системы управления

В состав FUZZY УУ входят блок нечеткого ввода (F - fuzzyfication), блок исчисления нечётких высказываний (IR - inference rules) и блок нечеткого вывода (DF- defuzzyfication). Фазификатор (F) преобразует количественную информацию о координатах объекта управления (ОУ) в его формализованное описание в терминах входных лингвистических переменных, на основе которых блок импликации (IR) выполняет логические заключения о необходимых управляющих воздействиях, которые выражены в терминах выходных лингвистических переменных. На вход блока фазификации поступает задающее воздействие ($X_{зад}$) и сигналы обратной связи ($X_{ос}$). Блок дефазификации (DF) осуществляет перевод информации из внутренней формы представления управляющих решений в виде лингвистических переменных в численное представление. Введение вспомогательных переменных, таких, как интеграл отклонения скорости, интеграл тока, производная тока, позволяет существенно улучшить качество управления. В разработанном FUZZY УУ в качестве сигналов обратных связей используются ЭДС генератора (e_g) или управляемого преобразователя (e_n) и ток якорной цепи (I_a), также используются реальные дифференцирующие звенья с передаточной функцией $W_o(p) = kp/(Tp+1)$, где $k = 0.2$, $T = 0.05$ для ЭШ 20.90, $k = 0.015$, $T = 0.05$ для ЭКГ-5А, которые предназначены для получения оценки скорости изменения тока якорной цепи. Разработанное FUZZY УУ, нечеткие логические исчисления в котором проводятся по 15 правилам, позволило значительно улучшить функционирование главных приводов одноковшовых экскаваторов. Для всех сравниваемых вариантов FUZZY УУ позволяют получить меньшую длительность переходного процесса (на 10...15%), обеспечить лучшее подавление колебаний и меньшее динамическое отклонение тока при возникновении возмущений, обеспечить более жёсткое и быстрое ограничение тока. Электроприводы с FUZZY УУ имеют значительно меньшую продолжительность стопорения (в 4...5 раз). Реверсирование электропривода с FUZZY - управлением также производится быстрее в среднем в 2 раза. Электроприводы с FUZZY УУ имеют приблизительно в два раза более высокую жесткость участка механической характеристики до токоограничения и в 2-3 раза меньшую жесткость участка токоограничения. Кроме этого, путем задания логических правил возможно формирование экскаваторных характеристик практически любых форм. Были проведены вычислительные эксперименты по сравнению чувствительности традиционных и нечетких УУ к параметрическим возмущениям, которые подтвердили уникальную робастность FUZZY УУ, что позволяет применять их без перенастройки для управления любыми однотипными электроприводами главных механизмов различных экскаваторов.

Другим способом оптимизации технологических режимов является адаптация систем управления главных электроприводов экскаватора к условиям эксплуатации, которая невозможна без решения прогнозных задач, основанных на идентификации технологических состояний экскаватора [3]. Одним из путей решения задач идентификации является использование

экспертных систем (ЭС) и в частности FUZZY ЭС, использующих методологию нечетких множеств.

Рассмотрим возможность применения FUZZY ЭС для идентификации различных технологических состояний (ТС) одноковшового карьерного экскаватора. Можно выделить следующие технологические состояния различных уровней, операции, выполняемые главными электроприводами экскаватора, рабочие операции экскаватора и режимы работы экскаватора.

С использованием методов нечеткой логики может быть разработана "базовая" структура экспертной системы [3], идентифицирующей технологические состояния одноковшового экскаватора. FUZZY ЭС является трехуровневой и построена по модульному принципу [2]. Экспертный модуль (ЭМ) первого уровня идентифицируют энергетические режимы работы главных приводов, ЭМ второго уровня производит идентификацию рабочих операций экскаватора на основе данных от ЭМ первого уровня, ЭМ третьего уровня идентифицирует режим работы экскаватора, используя данные идентификации ЭМ предыдущих уровней. Структура FUZZY ЭМ приведена на рис.2.

FUZZY ЭМ устанавливает функциональное соответствие между входным вектором фазовых координат $X=[x_1, x_2, \dots, x_n]$ и выходным вектором идентифицируемых ТС $Y=[y_1, y_2, \dots, y_m]$. Кроме фазовых координат, в векторе X могут присутствовать выходные сигналы ЭМ, идентифицирующих состояния более низких уровней. Каждому j -му технологическому состоянию соответствует элемент y_j вектора Y , который принимает значения в диапазоне от 0 до 1 и характеризует степень возможности этого состояния. Идентифицированным является технологическое состояние (ТС), для которого элемент y_j максимален.

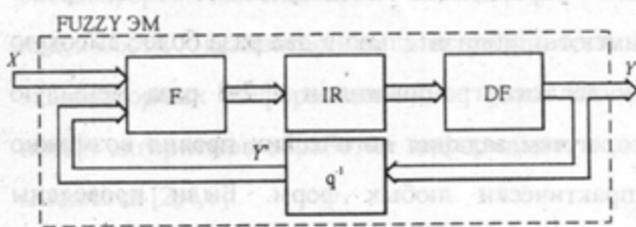


Рис.2. Структура FUZZY экспертного модуля

Процесс идентификации происходит следующим образом. В блок фазификации (F) поступают векторы X и Y' . Вектор Y' содержит элементы вектора Y , значения которых соответствуют состоянию идентифицированному на предыдущем шаге и вычисляются путем умножения на оператор сдвига (q^{-1}).

Очевидно, что структура FUZZY ЭМ подобна структуре FUZZY УУ. Однако в отличие от УУ, ЭМ имеет обратные связи по сдвинутому во времени вектору идентифицируемых состояний, т.е. обладает собственными динамическими свойствами. Вычислительные эксперименты показали, что такая структура является более предпочтительной для ЭМ, позволяя повысить надежность идентификации ТС, учитывать последовательность чередования ТС, что особенно важно для ЭМ второго и третьего уровней. Для первого уровня используются динамические

характеристики контура тока, для второго длительность технологических операций, для третьего – длительность цикла. Результаты лабораторных испытаний показали работоспособность разработанной нечеткой экспертной системы.

Предложенная структура FUZZY ЭМ и многоуровневых FUZZY ЭС могут быть использованы для идентификации не только технологических состояний, но и для технической диагностики, что повышает уровень информированности машиниста и, в конечном счете, эффективность использования экскаватора.

Основной задачей теории управления является синтез систем управления с заданными свойствами. При этом единый математический аппарат (теория пространств состояний, операторное исчисление и т.д.) используется как при описании объектов управления и управляющих устройств, так и на этапах анализа и синтеза системы управления. Единый математический аппарат во многих случаях позволяет использовать аналитические методы анализа и синтеза. Принципиальным отличием теории нечеткого управления является на сегодня отсутствие общепризнанного математического аппарата, который позволял бы описывать динамические объекты и FUZZY УУ. Создание описаний динамических систем в терминах теории нечетких множеств является необходимой предпосылкой решения задач анализа и синтеза FUZZY- систем управления на основе единого математического аппарата.

Таким образом, актуальной становится задача получения математического описания динамических объектов в терминах теории нечетких множеств. Введение в нечеткие алгоритмы обработки нечеткой информации временного преобразования (оператора сдвига q^{-1}) позволяет говорить о возможности описания с их помощью динамических систем. Известны структуры нечетких моделей динамических систем (FUZZY M) [5], структура которых сходна со структурой FUZZY ЭМ. Очевидно, что блоки фазификации F' и F'' на рис.3 могут быть объединены в единый блок F (см.рис.2), входной вектор которого получается объединением векторов X и Y' .

В [5] рассмотрена методика аналитического получения математического описания линейного стационарного динамического объекта в терминах теории нечетких множеств. Для нелинейных объектов используются численные алгоритмы построения FUZZY M, основным из которых является метод ANFIS [1].

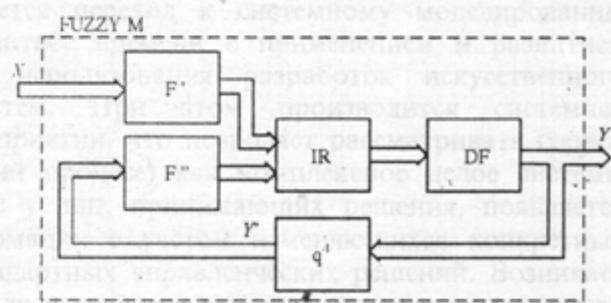


Рис.3. Структура FUZZY модели динамического объекта

Таким образом, применение методов теории нечетких множеств в информационно - управляющих системах карьерных экскаваторов является альтернативой классическим методам теории автоматического управления и требует дальнейших разработок аналитических методик синтеза FUZZY моделей, экспертных систем и управляющих устройств. В частности, значительный интерес представляет синтез нечеткого описания системы с "обратной" и заданной динамикой.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бабенко А.Г., Покшин А.В. Применение методов теории нечетких множеств для управления главными электроприводами одноковшовых экскаваторов //Изв.вузов. Горный журнал. - 1997. - №9-10. - С.140-151.
2. Кофман А. Введение в теорию нечетких множеств: Пер. с франц. - М.: Радио и связь, 1982. - 432 с.
3. Покшин А.В. Идентификация технологических состояний экскаватора на основе нечеткой логики //Изв.вузов. Горный журнал. - 1999. - №6-7. - С.140-145.
4. Ситуационные советующие системы с нечеткой логикой /А.Н. Мелихов, Л.С. Берштейн, Я.С. Коровин. - М.: Наука, 1987. - 271 с.
5. John Lygeros. A formal approach to fuzzy modeling /Report under grants DAAL03-92G-0124 - University of California, Berkeley, CA 94720.
6. Fuzzy Logic TOOLBOX /Ned Gulley, J-S Roger Jang. - The MATHWORKS, 1995. - 188 с.



МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОРНОЙ ТЕХНОЛОГИИ И ТЕХНИКИ

УДК 622.68

Г.А. Боярских, Н.П. Дергунов, А.Д. Стариков, А.Г. Чернильцев

О МОНИТОРИНГЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА В КАРЬЕРЕ

Актуальность темы. Железнодорожный транспорт несет одну из основных функций в технологическом транспортном процессе работы карьера. Для получения представления об особенностях и характерных чертах событий и процессов в сложной системе, которой является добыча полезных ископаемых, применяют математическое моделирование. Для эффективной добычи, кроме моделирования процессов добычи и транспортных процессов, в интегрированной системе управления горным предприятием необходимо предусмотреть систему управления проектированием, ремонтом и техническим обслуживанием подвижного состава. Для управления таким сложным организационно-технологическим комплексом необходимо использовать все многообразие средств: от оборудования механизации и устройств автоматики до мощных информационно-управляющих вычислительных систем (интеллектуальных информационных технологий в управленческих звеньях среднего и высшего звена), обеспечивающих функционирование комплекса в реальном масштабе времени. Новые информационные технологии предполагают разработку экспертных и интеллектуальных систем, систем поддержки принятия управленческих решений (СППР), интеллектуальных системных подсказчиков и создание баз знаний в различных областях управленческой деятельности горными предприятиями. В настоящее время вместо простейшей обработки данных (фрагменты в управленческой деятельности или в финансово-экономической области) постепенно развиваются интегрированные информационные системы обработки данных, и осуществляется переход к системному моделированию деятельности предприятий в реальном масштабе времени с применением и развитием соответствующих баз знаний на основе использования разработок искусственного интеллекта и развитых экспертных систем. При этом производится системная структуризация изучаемых объектов на предприятии, что позволяет рассматривать горное предприятие (или отдельный технологический процесс) как комплексное целое системы поддержки принятия решений. В результате у лиц, принимающих решения, появляется возможность получения оперативной информации с учетом изменяющихся конкретных условий для выработки компетентных нестандартных управленческих решений. Возникает системное управление, при котором каждое управленческое решение является компонентой общей стратегии управления на горном предприятии. Всякое решение рассматривается каждый раз с оптимальной точки зрения. Современные разработки интегрированных информационных систем слабо связаны с реальным производством, и поэтому развивается новое системное проектирование информационных систем в виде интегрального подхода бизнес-реинжиниринга, развиваются корпоративные информационные системы с интегральным подходом к изучению предприятия с его персоналом, технологической бизнес-архитектурой. При этом синтез управления предприятием строится на основе критерия его деятельности в зависимости от внутренней и внешней экономической ситуации, начиная с

реорганизации технологии работы и заканчивая разработкой корпоративных информационных систем с созданием автоматизированной системы поддержки механизма управления новым качеством функционирования предприятия. Следует отметить развитие интеллектуальных систем в направлении использования при принятии управленческих решений не только количественные характеристик показателей, но и трудно формализуемую информацию с применением баз знаний, управляемых с помощью развитых гипертекстовых иерархических тезаурусов. Система знаний по системной интеграции является основой АРМ руководителя. Процедура структуризации знаний о предметной области (системная интеграция) на горном предприятии осуществляется путем декомпозиции понятий предметной области на основе содержательных формальных моделей. В этих моделях учитывается сложность объекта системной интеграции (предприятия) и нечеткость проблемных ситуаций, возникающих в процессе его функционирования; набор современных средств, методов и приемов улучшения деятельности предприятия, объединенных в настоящее время термином «инжиниринг бизнеса» [8] (сюда, в частности, попадают такие известные методологии, как общее управление качеством и реинжиниринг бизнес процессов). В таких моделях базового понятия предметной области горного предприятия учитываются также технологии системной интеграции, соответствующие основным аспектам деятельности по инжинирингу бизнеса (управление, планирование, проектирование, информационный, предметный и т.д.). В связи с широким распространением в зарубежной литературе, а также упоминанием в нашей печати терминов «инжиниринг» и др. в примечании к настоящему разделу приводится интерпретация этих терминов с точки зрения современной математической теории управления.

В настоящее время уже есть примеры решения задачи автоматизации деятельности, направленной на принятие управленческих решений руководителями среднего и высшего звена, сформулированы требования для интеллектуальной информационной среды, разработан соответствующий интерфейс и маршрут движения пользователя по интеллектуальному автоматизированному рабочему месту (ИАРМ) руководителя [22]. Ведется разработка мастера управленческих решений, позволяющего автоматизировать процесс подготовки принятия решений. ИАРМ является примером СППР и неотъемлемой частью рабочего места любого руководителя, включая государственных деятелей.

Актуальность увеличения эффективности использования железнодорожного транспорта, применяющегося в горной промышленности, определяется изменившимися экономическими и экологическими требованиями перед предприятиями горнодобывающей отрасли. Это необходимо для поддержания уровня рентабельности и выполнения экологических требований по ведению работ. Затраты на карьерный транспорт составляют более половины всех затрат на добычу полезного ископаемого и по существу определяют рентабельность горных предприятий. В этих затратах основную часть составляет стоимость горного оборудования, затраты на его эксплуатацию и ремонт, потери из-за нормативных простоев и неполного внутрисменного использования. Для максимально полного использования ресурса горных машин и их механизмов, для снижения эксплуатационных расходов по поддержанию их в работоспособном состоянии и повышения безопасности при ведении горных работ необходимо своевременное получение информации о текущем техническом состоянии машины и отдельных ее узлов, а также о развитии тех процессов, происходящих в узлах наибольшего энергопотребления (и, следовательно, износа), которые приводят к снижению технико-экономических показателей горных машин и могут вызвать полную потерю их работоспособности. Так, по данным Института энергоэлектрических исследований США, ежегодные удельные затраты на техническое обслуживание и ремонт, отнесенные к 1кВт установленной мощности оборудования, составляют: при техническом обслуживании при полном выходе из строя 23.1; при планово - предупредительной системе ремонта 17.1; при техническом обслуживании по прогнозируемому состоянию (прогнозирование запаса работоспособности оборудования и принятия решения о дальнейшем его использовании, а также о необходимых мерах воздействия для обеспечения требуемого технического состояния) 12,2 кВт/год. Имеется также российский опыт использования запаса работоспособности горной машины и отдельных ее агрегатов по эффективному управлению техническим состоянием горной техники. Так, на шахте

«Владимирская» ГУП «Тулауголь» и разрезе «Нерюнгринский» ГУП «Якутуголь» опыт применения технологии мониторинга показал, что таким путем затраты на техническое обслуживание и ремонт оборудования можно сократить на 30-40% и повысить продуктивность выемочных машин на 50-60 % за счет сокращения их простоев. Проведение технического обслуживания машин с периодическим контролем, т.е. с учетом их технического состояния, равнозначно (эквивалентно) стоимости 30 % общего парка машин.

Учеными Васильевым М.В., Яковлевым В.Л. (УрО РАН) на основании анализа работы большого числа горнодобывающих предприятий черной, цветной металлургии и угольной промышленности, изучения опыта проектирования с привлечением современных математических методов и средств электронно-вычислительной техники исследованы закономерности и взаимосвязи транспортного процесса при различных видах транспорта. Ими разработана методика выбора оптимального варианта карьерного транспорта при проектировании горнодобывающих предприятий. Приведенные в их работах методы технико-экономического сравнения вариантов позволяют дать адекватную оценку эффективности различных технологических схем транспорта и обеспечить рациональные условия работы карьерного транспорта на длительный период разработки месторождения. Используя указанные методы, Стариков А.Д. [23] показал, что по большинству технико-экономических и экологических показателей лидирующее место занимает железнодорожный транспорт.

В трудах проф. Боярского Г.А., Дергунова Н.П. и доц. Чернильцева А.Г. предлагаются различные способы усовершенствования горных машин, их систем ремонта и технического обслуживания (см., например, [4, 5, 12]), в которых обосновывается возможность адекватной компьютерной интерпретации скорости износа по главным причинам отказа горных машин: установлено, что 80 % отказов горной техники вызывается повышенным износом узлов трения и 20 % приходится на поломки деталей, подавляющая часть которых обусловлена усталостью. В настоящей статье излагается способ управления совместной эксплуатацией карьера и системой ремонта, который позволит получить экономический эффект. Действительно, применяя диагностику при учете условий работы транспорта в карьере с помощью мониторинга, можно устанавливать текущую длительность ремонтного цикла и осуществлять выборочный ремонт по рассчитываемому остаточному ресурсу. В этой постановке необходимо развить указанную выше экономико-математическую модель карьера для более точного определения периодичности ремонта и длительности жизненного цикла элементов транспорта и других горных машин с учетом затрат на выборочные ремонты и замены деталей и узлов (или их ремонты с учетом загрузки оборудования ремонтной базы) [4].

В связи с вышеизложенным для оценки различных альтернатив и оптимизации вариантов при проектировании и при усовершенствовании конструкции подвижного состава, при разработке системы его ремонта и технического обслуживания необходима эффективная (адекватная) имитационная модель расчета показателей работы карьера с учетом транспортных процессов, системы ремонта и технического обслуживания железнодорожного транспорта в различных режимах и этапах эксплуатации карьера вплоть до его отработки. В связи со сложностью имитационной модели (имитационная модель при надежной проверке адекватности по реализациям в ограниченном пространстве параметров карьера часто не является строгой) задача оптимизации параметров карьера может быть эффективно решена путем выбора значений параметров и принятия решений с использованием мониторинга. Мониторинг - это регулирование и контроль деятельности людей с помощью новейших средств массовой коммуникации, наблюдение, оценка, контроль и управление. Такой подход улучшит показатели горнопромышленного предприятия.

В передовых отраслях уже имеется опыт разработки методологических и теоретических положений по исследованию сложных систем, где этап проектирования рассматривается как один из этапов жизненного цикла системы, увязанный с этапами выбора облика, изготовления, эксплуатации и непосредственного применения.

Принятие правильных решений до сих пор остается проблемой. Это особенно актуально для «верхнего» эшелона власти - лиц, принимающих решения. И чем сложнее объект управления, тем меньше существует средств, облегчающих руководителю принятие решения.

Экспертные системы дают ответы в предметной области, являясь копилкой опыта экспертов, но на стратегические вопросы «Зачем делать?», «Что делать?» и «Как делать?» они не отвечают. Универсальным средством решения проблем в сложных системах должна стать инструментальная среда системотехнического обслуживания сложных объектов, предложенная в [8, 9, 11]. Концептуальная модель АРМ руководителя предложена в [1-3, 6, 7, 10, 16, 17, 22]. Система мероприятий по синтезу АРМ руководителя предусматривает создание системы знаний по критериям качества деятельности в целом, работы персонала, использования ресурсов, а также моделирование механизма принятия решений с использованием такой системы знаний.

Среди задач, решение которых использует математику, большое место занимают проблемы управления. Их насущность и возможности науки обусловили математическую теорию управления. Она строит абстрактные модели управляемых процессов, исследует эти модели и способствует управлению на практике, особенно – с использованием ЭВМ. Почти всякий реальный процесс можно трактовать как управляемый [15]. Использование математических моделей не только на стадии проектирования, но и в процессе функционирования систем является одной из характерных черт современной теории автоматического управления. Оптимальное управление возможно лишь при оптимальной обработке информации. Особенно важной является параметрическая идентификация, выполняемая в реальном масштабе времени в эксплуатационных режимах объектов управления [25]. Методологическим вопросам построения математических моделей динамических процессов и явлений различной природы посвящена монография [14], в которой показано, как методология физико-математических наук (физика, механика, астрономия и др.) проникала не только в сложные технические системы, но и в экономические и социальные системы. Разбираются соответствующие математические модели и дана развернутая критика вульгарного подхода к построению моделей. Книга разъясняет, какие требования предъявляются к результатам и с точки зрения проникновения в сущность исследуемого явления, и с точки зрения математической культуры. В отечественной промышленности и в научных организациях накоплен большой опыт применения указанного подхода (особенно при построении и моделировании сложных технических систем), и поэтому при применении новых терминов, различных методик и программных систем следует вначале изучить его или пригласить соответствующего специалиста. Экономические термины легко интерпретируются в понятиях математической теории управления. Приведем примеры. Прямой инжиниринг (создание модели предприятия или компании «Как должно быть») – это построение оптимальной управляемой системы, реализация которой может происходить на основе «желаемой» системы. Обратный инжиниринг – математическое описание существующей структуры предприятия при конкретных бизнес-процессах с точки зрения различных критериев, используемых при оперативном и стратегическом управлении предприятием (заданная часть сложной системы – модель организации «Как есть»). Реинжиниринг – процесс реализации оптимальной информационной системы управления предприятием (достраивается заданная часть системы), которая обеспечивает функционирование всей системы с учетом ограничений и с минимальными или взвешенными значениями критериев функционирования (контроллинг [26]).

Постановка задачи и синтез основных моделей транспортного процесса в карьере
Подвижной состав (ПС) карьера подвержен большим внешним возмущениям при загрузке и разгрузке, а также возмущениям от верхнего строения пути в кривых участках и от неровностей пути. Эту систему следует отнести к классу сложных многосвязных динамических систем. Горный транспорт не только наиболее сложное и трудоемкое звено технологического процесса разработки месторождения полезных ископаемых, но и в значительной степени определяет условия и показатели работы других звеньев и предприятия в целом.

Уникальность и высокая стоимость создаваемых мобильных технических систем, невозможность во многих случаях организации экспериментов во всех реальных условиях их функционирования практически исключают применение традиционных эмпирических

методов проверки и оценки характеристик указанной большой системы и диктуют необходимость перехода к экспериментально-теоретическому методу с широким применением средств имитационного моделирования. Определение надежности такой системы путем испытательных проверок сопряжено с большими затратами. Кроме того, при натурных испытаниях из-за ограничения вариаций реальных параметров технической системы, невозможности воспроизведения множества внешних параметров и факторов прогноз характеристик и надежности ПС имеет низкую точность.

С другой стороны, уровень развития современных средств измерения и информационных технологий позволяет создавать такие средства измерения и обработки информации, которые могут обеспечить необходимую наблюдаемость всей сложной системы, т.е. в течение жизненного цикла ее будут сопровождать информационные системы, обеспечивающие контроль состояния сложной системы для принятия решений по управлению ее эксплуатацией в реальном масштабе времени, для документирования ("черный ящик" по терминологии в авиации) и использования при идентификации причин отказов и последующей разработке мероприятий по устранению аналогичных отказов в будущем.

В работе рассматриваем метод оценки характеристик ПС в процессе его проектирования, испытаний и эксплуатации, основанный на комплексном исследовании результатов экспериментов, проводимых на средствах системы и математического моделирования, для которого создается специальный комплекс взаимосвязанных моделей и соответствующие средства измерения и контроля.

На этом комплексе предполагается выбор условий и объема проведения натурных экспериментов на средствах системы с целью оценки качества ее функционирования, отработки математических моделей и получения исходных данных для моделирования.

Путем имитационного моделирования возможно получение статистических характеристик случайной функции всех нагрузок на элементы ПС. Далее, применяя надежно определяемые из специального эксперимента характеристики изнашивания материалов, получим процесс изменения геометрических размеров этих элементов и время, за которое размеры достигнут критических значений. Так становится возможным определение показателей качества и срока службы главных элементов конкретной установки или оценка конструктивных мероприятий по улучшению показателей или увеличению надежности. В имитационной системе предусматривается учет всех значимых факторов и их адекватное математическое описание. Таким образом, для увеличения точности прогноза технических характеристик ПС и изнашивания материалов в узлах установок следует применять ПРЯМОЙ СПОСОБ МОДЕЛЬНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ИЗМЕНЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК всех нагруженных элементов ПС в процессе создания и эксплуатации.

Указанная информационная и техническая поддержка обеспечит возможность оценки текущего состояния ПС и пути, прогноза их ремонта, расчета ограничений при эксплуатации. В этом случае после натурального эксперимента или в случае поломки или аварии с помощью процедуры идентификации можно создать "иллюзию реальности" и установить действительные динамические параметры силового взаимодействия, а также возмущения и параметрическое состояние всех элементов системы. Наличие на борту подвижного состава измерительной системы, постоянно контролирующей его работу, позволит "калибровать" имитационную систему и своевременно корректировать ее параметры при изменении целей эксплуатации и моделирования или при изменении конструкции каких-либо элементов системы «Путь-подвижной состав». В этом случае следует проверить адекватность моделей в соответствии с необходимой точностью прогнозов показателей качества и остаточного ресурса ПС и пути и, при необходимости, проверочных стендов.

Таким образом, постановка задачи прогноза предельного технического состояния и управления системой ремонта и технического обслуживания следующая: разработка на основе имитационных моделей комплекса средств измерения, схем и методов их использования на всех этапах жизненного цикла системы «Путь-подвижной состав» для проведения на основе специально разработанного мониторинга экспертизы решений по режимам работы, проверки проектных решений, выдачи нагрузок на все элементы системы.

На основе такой системы каждый раз проводится статистическое моделирование и многопараметрическая оптимизация конкретных конфигураций системы и условий использования при разработке полезных ископаемых.

Имитационная модель основывается на зависимости показателей надежности от технического состояния ПС и пути. Она должна разрабатываться в виде открытой системы и должна дополняться по результатам натуральных экспериментов с отдельными элементами системы и всех имевших место состояний при наличии встроенной системы измерения. Разрабатываются алгоритмы управления техническим состоянием. Приоритетным направлением научного исследования являются определение остаточного ресурса ПС и создание системы ремонта элементов, выработавших свой ресурс, для восстановления их заданной надежности и заданного ресурса.

Адекватность имитационной системы всегда проверяется при изменении целей моделирования или при изменении конструкции каких-либо элементов системы. Производится математическое описание системы в такой степени, чтобы были учтены все факторы, которые могут влиять на работу существующих вариантов исполнения системы.

Для поддержания ПС и пути в работоспособном состоянии на протяжении всего срока службы требуются: определенная совокупность ремонтно-обслуживающих воздействий, материально-техническая база, организационные методы и технологические средства, нормативно-технические документы. Мероприятия по поддержанию и восстановлению эксплуатационных свойств машин регламентируются обычно планово-предупредительной системой технического обслуживания и ремонта. Однако эта система в современных условиях и тем более в дальнейшем нуждается в совершенствовании, так как содержит ряд недостатков. Существующая система технического обслуживания не отражает технического прогресса в машиностроении, который характеризуется увеличением единичной мощности, производительности и конструктивной сложностью машин. Регламентация межремонтных и доремонтных периодов по системе технического обслуживания и ремонта машин во времени не отражает вероятностных процессов изнашивания элементов машин, а, следовательно, и потребности в возобновлении их годности. Следовательно, техническое обслуживание выполняется без учета действительной потребности и, как правило, осуществляется или преждевременно, или с опозданием, что приводит к большим неоправданным потерям труда и затратам денежных средств. Повышение эффективности работы мобильных машин возможно за счет создания мониторинга технического состояния, прогноза ресурса ПС и пути, оптимизации системы ремонта и технического обслуживания. Решением проблемы является повышение ресурса машин путем управления эксплуатационными и ремонтными работами, а также разработка методов контроля, которые позволят оценивать изменение состояния во времени и прогнозировать наступление опасных повреждений без разборки и даже без остановки машины. Это можно достичь применением специально разработанной системы мониторинга.

Методология мониторинга активно разрабатывается в науке и внедряется в технические приложения. При ее применении становится возможным следить за изменением технического состояния машины с целью предупреждения возникновения внезапных отказов и прогнозирования остаточного ресурса. Тяжелые условия работы и сложный характер нагрузки приводят к снижению межремонтного периода эксплуатации мобильной техники и к большому удельному весу простоев по техническим причинам. На восстановление техники затрачивается большое количество трудоресурсов, материалов, запасных частей. Многообразие условий использования ПС и пути приводят к широкому диапазону (спектру) нагрузок, действующих в их элементах. Компактные габариты наряду с большой мощностью приводных двигателей обуславливают высокую энергонапряженность элементов ПС и их сопряжений: деталей трансмиссий, зубчатых передач, подшипников опор, гидроаппаратуры, исполнительных органов. В указанных условиях развиваются необратимые процессы в элементах машин, которые оказывают решающее влияние на функционирование машины в целом. Для повышения эффективности использования машин и решения других проблем их эксплуатации необходимо проведение большого комплекса работ. Особо важное место среди них занимают вопросы оптимального управления надежностью машин. Можно управлять состоянием машин при использовании диагностирования, прогнозируя безотказность,

долговечность, межремонтный ресурс, расход запасных частей, эксплуатационные затраты и другие важные показатели.

На мониторе эти критерии должны отражаться для каждой из альтернатив в количественной форме с оценкой точности каждого критерия, интерфейс монитора должен быть "дружественным" и должен позволять легко сравнивать альтернативы даже по различным конфигурациям критериев, связанных весовыми коэффициентами. Фактически мониторинг в данном предложении представляется как автоматизированная экспертная система. Дистанционная диагностика и мониторинг изменяют стратегию технического обслуживания и ремонта подвижного состава. Например, информация о параметрах технического состояния ответственного оборудования, заложенная в память компьютера во время движения, из компьютеров бортовых систем перегружается в компьютеры пунктов технического осмотра и депо в целях заблаговременной подготовки обменных компонентов для замены ими неисправных или отработавших определенный срок без лишней потери времени, а также в целях подготовки технологического оборудования для выполнения требуемых операций по ремонту. Программное обеспечение мониторинга должно быть открытым и обеспечивать существование предлагаемой имитационной модели функционирования предприятия как "развивающейся системы".

О методах математического описания транспортных процессов

Функционирование транспортных и других горных машин, как показано выше, следует описывать с помощью имитационных моделей. Однако такой подход следует применить и для описания транспортных процессов, что, на первый взгляд, кажется громоздким (и даже необозримым) и не имеет прецедентов на железнодорожном транспорте. Можно сослаться на опыт в военном деле имитационного моделирования движения большого числа тел со сложной динамической конфигурацией, причем одновременно в реальном масштабе времени решаются как локальные, так и глобальные оптимизационные задачи. Реальность решения таких задач (предлагаемый мониторинг является задачей этого класса) обуславливает появление достаточно дешевых ПЭВМ с развитой конфигурацией и с достаточным быстродействием.

Традиционно применяемые методы описания транспортных процессов требуют специальных исследований их адекватности, так как они используют многочисленные упрощения транспортного или информационного процесса. Например, классические задачи движения заменяются либо линейными алгебраическими уравнениями, либо графами и т.д. Имитационные же модели состояются из элементов (моделей), математическое описание которых апробировано в научных исследованиях. Недостающие модели определяются с заданной точностью путем планирования экспериментов. При разработке имитационной модели и мониторинга используется эффективность инструментальных средств новой информационной технологии, которые позволяют без ограничения по объему модели и времени проведения вычислительных экспериментов на ней не только получить качественные показатели функционирования и показатели надежности с хорошей статистической точностью, но и проверять работоспособность и оптимизировать эффективность новых конструктивных решений практически без проведения натуральных экспериментов.

Большое внимание при имитационном моделировании транспортного процесса уделяется вопросам расхода энергоресурсов. Сила тока электровозов на участке пути определяется из решения краевой задачи движения поезда на рассматриваемом участке дороги. Основная система уравнений движения строится на основе необходимых условий оптимальности, полученных из адекватного математического описания движения поезда с применением принципа максимума Понтрягина Л.С. для фазовых ограничений по скорости движения, по условиям сцепления колесо-рельс, току и температуре тяговых двигателей, по продольным усилиям в составе. Рельеф пути на рассматриваемом участке использовался в виде разложения в ряд Фурье. Таким образом, режим ведения поезда выбирается на основе повторяемого расчета оптимальной кривой движения поезда, проводимого для оставшейся части перегона, исходя из фактических значений скорости и времени хода в текущей точке пути. Критерии ведения поезда: расход электроэнергии на тягу

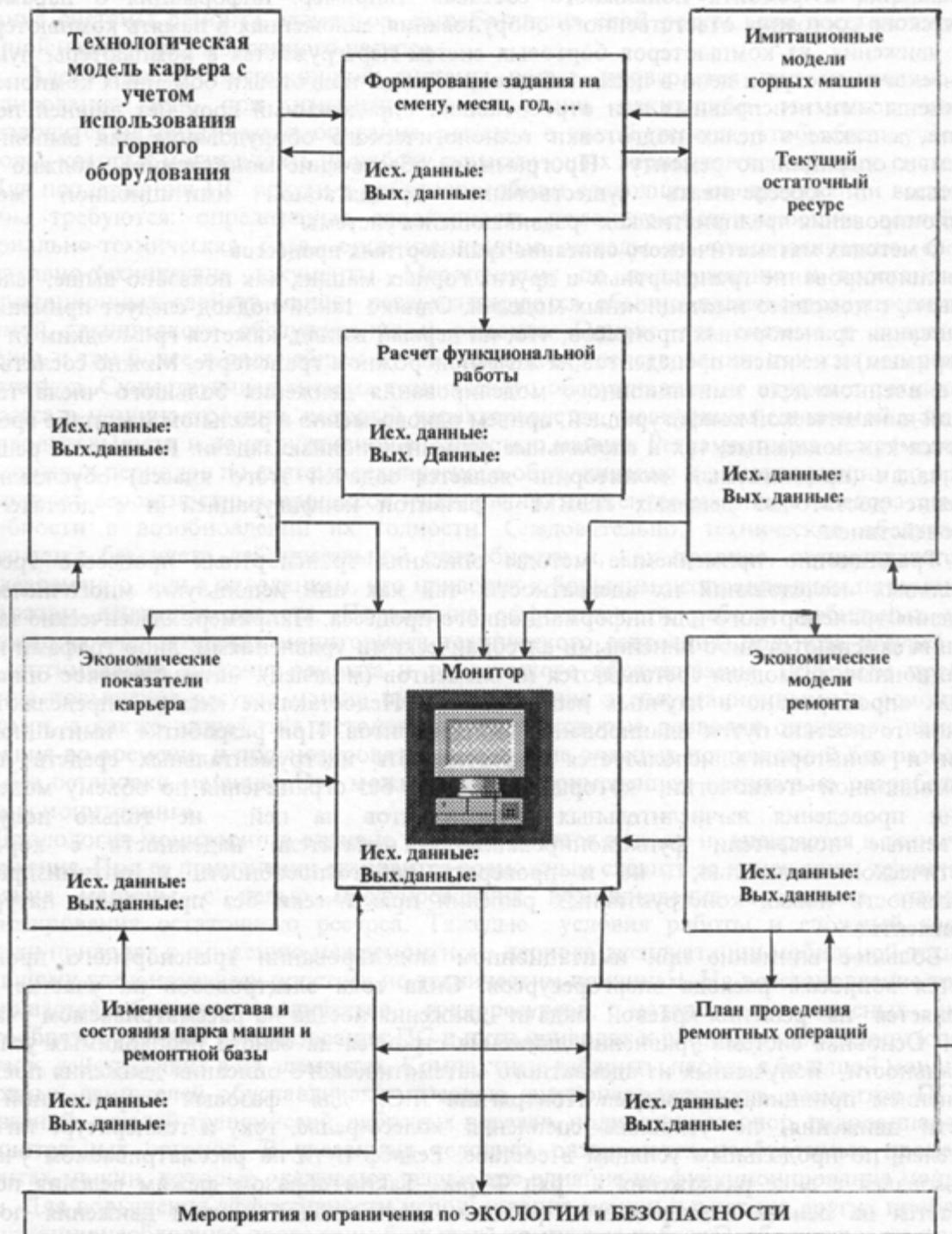


Рис.1. Типовая схема работы участка карьера с учетом фактического состояния горной машины

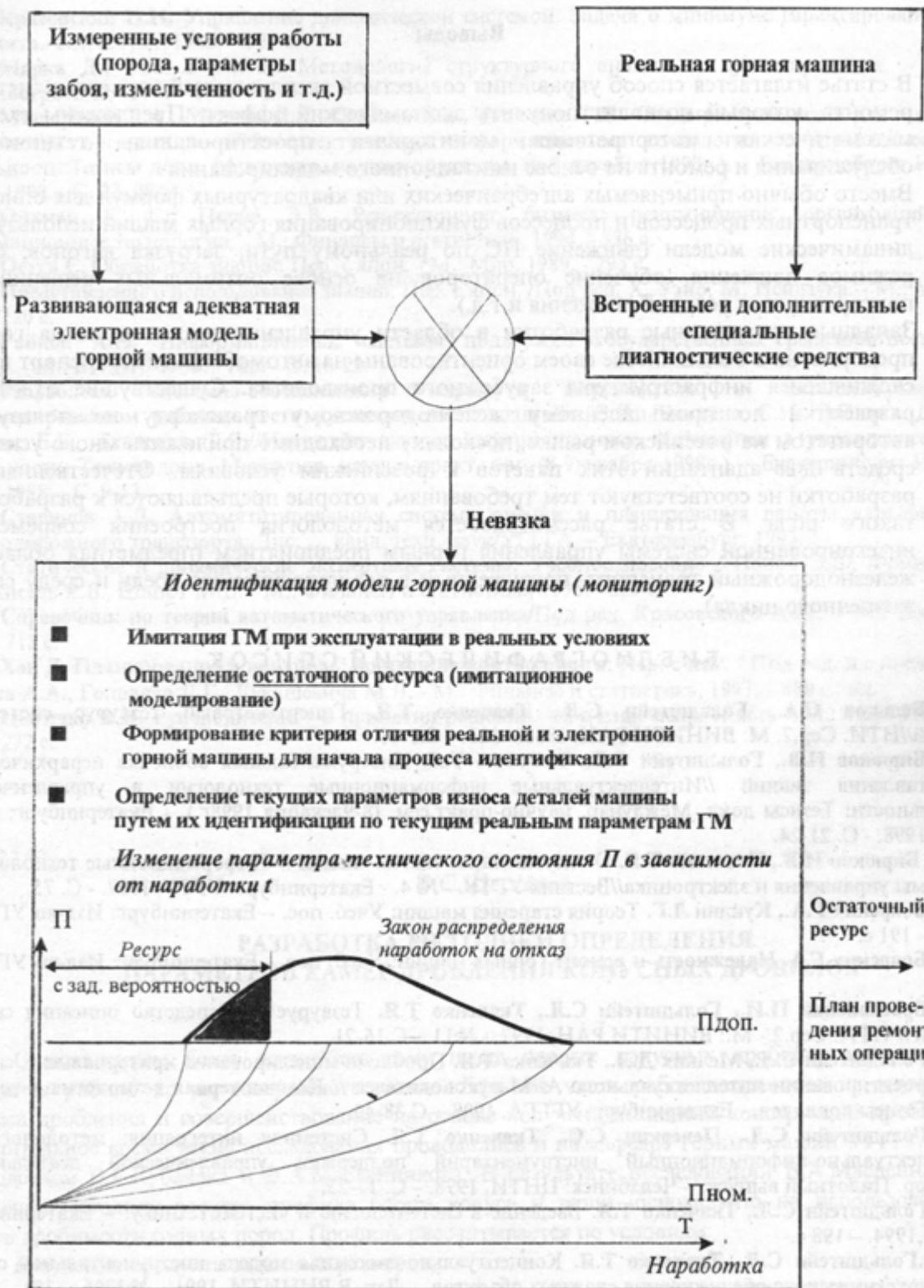


Рис.2. Схема определения остаточного ресурса

локомотива, время хода и др. В тяговых расчетах учитывается конкретная конфигурация системы электроснабжения на рассматриваемом участке.

Примеры расчетов показателей работы карьера при различных управленческих решениях, а также процедуры реинжиниринга приводятся в других публикациях авторов. На рис.1 изображена типовая схема работы участка карьера с учетом фактического состояния горной машины, а на рис.2 – схема определения ее остаточного ресурса.

Выводы

1. В статье излагается способ управления совместной эксплуатацией карьера и системой ремонта, который позволит получить экономический эффект. Предложены схема и математическая интерпретация мониторинга проектирования, технического обслуживания и ремонта на основе имитационного моделирования
2. Вместо обычно применяемых алгебраических или квадратурных формул для описания транспортных процессов и процессов функционирования горных машин используются динамические модели (движение ПС по реальному пути, загрузка вагонов, смена режимов движения, обучение операторов на основе оптимальных решений для повторяющихся условий движения и т.д.).
3. Западные программные разработки в области управления транспортом на горном предприятии в большинстве своем ориентированы на автомобильный транспорт в силу сложившейся инфраструктуры зарубежного производства. Существующие отдельные разработки по промышленному железнодорожному транспорту не пользуются авторитетом на российском рынке, поскольку необходимо приложить много усилий и средств для адаптации этих пакетов к российским условиям. Отечественные же разработки не соответствуют тем требованиям, которые предъявляются к разработкам такого рода. В статье рассматривается методология построения современной интегрированной системы управления горным предприятием (предметная область – железнодорожный транспорт, погруженный в тех-нологическую среду и среду своего жизненного цикла).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бельков С.А., Гольдштейн С.Л., Ткаченко Т.Я. Гипертекстовый тезаурус системных знаний // НТИ. Сер.2. М.: ВИНТИ РАН, 1996. - №3. - С.1-11.
2. Бирюков И.В., Гольдштейн С.Л., Ткаченко Т.Я. Инструментальная оболочка иерархического представления знаний // Интеллектуальные информационные технологии в управленческой деятельности: Тезисы докл. Междунар. научно-практ. сем. (8-9 декабря 1998г.). - Екатеринбург: ИПК УГТ, 1998. - С. 21-24.
3. Бирюков И.В., Ткаченко Т.Я. О визуализации систем знаний // Информационные технологии. Системы управления и электроника // Вестник УГТУ. - № 4. - Екатеринбург: УГТУ, 1997. - С. 75.
4. Боярских Г.А., Куклин Л.Г. Теория старения машин: Учеб. пос. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1998. – 191 с.
5. Боярских Г.А. Надежность и ремонт горных машин: Учеб. пос. - Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1998.
6. Браславский П.И., Гольдштейн С.Л., Ткаченко Т.Я. Тезаурус как средство описания систем знаний // НТИ. Сер.2.- М.: ВИНТИ РАН, 1997. - №11. - С.16-21.
7. Гольдштейн С.Л., Мелких Д.Л., Ткаченко Т.Я. Проблема моделирования критериальных систем при проектировании интеллектуального АРМ руководителя // Компьютерная технология в горном деле: Тезисы докладов. - Екатеринбург: УГГГА, 1998. - С.38-40.
8. Гольдштейн С.Л., Печеркин С.С., Ткаченко Т.Я. Системная интеграция: методология и интеллектуально-информационный инструментальный поддержки управленческой деятельности // Инфор. Пилотный выпуск. – Челябинск: ЦНТИ, 1998. – С. 17-25.
9. Гольдштейн С.Л., Ткаченко Т.Я. Введение в системологию и системотехнику. – Екатеринбург: ИРРО, 1994. – 198 с.
10. Гольдштейн С.Л., Ткаченко Т.Я. Концептуально-системная модель инструментальной среды системотехнического обслуживания сложных объектов. – Деп. В ВИНТИ. 1991. - №3706. – 30с.
11. Гольдштейн С.Л., Ткаченко Т.Я., Устьянцев Д.А. Об одном способе построения системы знаний // Научно-техническая информация. Серия 2. - 1997. - № 8. - С. 18-26.

12. Дергунов Н.П., Чернильцев А.Г. Моделирование экскаваторной и бункерной загрузки грузовых вагонов с новой системой подрессоривания // Изв. вузов. Горный журнал. - 1993. - №7. - С. 85-86.
13. Компьютеризация информационных процессов на промышленном предприятии / Под ред. В. Сытника, Х. Сроки. - Киев: Техника; Катовице: Экон. Акад., 1991. - 213 с.
14. Краснощеков П.С., Петров А.А. Принципы построения моделей. - М.: Изд-во МГУ, 1983. - 264 с.
15. Красовский Н.Н. Управление динамической системой. Задача о минимуме гарантированного результата. - М.: Наука, 1985. - 520 с.
16. Марка Д., Мак Гоуэн К. Методология структурного анализа и проектирования. - М.: Машиностроение, 1993. - 240 с.
17. Машаракин Д.А., Мелких Д.Л., Созонов А.В., Ткаченко Т.Я.. Создание механизма для оценки деятельности организации // Интеллектуальные информационные технологии в управленческой деятельности: Тезисы докл. Междунар. научно-практ. сем. (8-9 декабря 1998г.). - Екатеринбург: ИПК УГТУ, 1998. - С. 27, 28.
18. Ойхман Е. Г., Попов Э.В. Реинжиниринг бизнеса: реинжиниринг организаций и информационные технологии. - М.: Финансы и статистика, 1994. - 336 с.
19. Осуга С. Обработка знаний: Пер. с япон. - М.: Мир, 1989. - 293 с.
20. Представление и использование знаний: Пер. с япон. / Под ред. Х. Уэно, М. Исидзука. - М.: Мир, 1989. - 220 с.
21. Райков А.Н. Информационные системы поддержки государственных решений // Вестник РОИВТ. - М.: ВИМИ, 1996. - №5. - С. 18-29.
22. Разработка системно-обоснованного маршрута пользователя в интеллектуальном автоматизированном рабочем месте руководителя / Гольдштейн С.Л., Блохина С.И., Мелких Д.Л., Пинигин Е.Б., Ткаченко Т.Я. // Интеллектуальные информационные технологии в управленческой деятельности: Тезисы докл. Междунар. научно-практ. сем. (8-9 декабря 1998г.). - Екатеринбург: ИПК УГТУ, 1998. - С. 9-13.
23. Стариков А.Д. Автоматизированная система оценки и планирования работы карьерного железнодорожного транспорта: Дис. ... канд. техн. наук / УГГГА. - Екатеринбург, 1993.
24. Статические и динамические экспертные системы: Учебное пособие / Попов Э.В., Фоминых И.Б., Кисель Е.Б., Шапот М.Д. - М.: Финансы и статистика, 1996. - 320 с.
25. Справочник по теории автоматического управления / Под ред. Красовского А.А.. - М.: Наука, 1987. - 712 с.
26. Хан Д. Планирование и контроль: концепция контроллинга: Пер. с нем. / Под ред. и с предисл. Турчака А.А., Головача Л.Г., Лукашевича М.Л. - М.: Финансы и статистика, 1997. - 800 с.: ил.
27. Цыгичко В.Н. Руководителю - о принятии решений. - 2-е изд., испр. и доп. - М.: ИНФРА-М, 1996. - 272 с.

УДК 622.73

В.С.Шестаков

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ КАМЕР ДРОБЛЕНИЯ КОНУСНЫХ ДРОБИЛОК

С появлением более сотни лет тому назад первых конусных дробилок непрерывно проводятся работы по их совершенствованию. Большая часть работ направлена на изучение процесса дробления и совершенствование на основе полученных знаний конструкций дробилки [3]. Длительное время такие исследования проводились и на кафедре горных машин УГГГА под руководством В.Р.Кубачека и В.А.Масленникова. В результате исследований В.А.Масленников предложил методику расчета профиля брони конуса и чаши, основанную на использовании свойств дробимости горных пород. Профиль рассчитывается по условиям:

получения продукта заданных размеров;

исключения процессов прессования при прохождении максимально допустимого куска;

обязательного дробления в параллельной зоне даже малых кусков.

Указанная методика включает большое число достаточно сложных выражений, кроме того часть параметров определяется геометрическими построениями. Все это приводит к тому, что расчеты каждого варианта занимают длительное время, и выполнение их доступно только высококвалифицированным специалистам. Из-за сложности методики затруднительно проведение оптимизационных исследований.

Учитывая приведенное, была поставлена цель разработки методики, обеспечивающей упрощение расчетов параметров дробилок. В связи с тем, что в настоящее время в практике проектирования для расчетов широко используются ЭВМ, было принято решение использовать имитационное моделирование рабочего процесса дробления. Анализ процесса дробления показал, что от входа в приемную зону дробилки куса питания до выхода из нее продуктов дробления происходит несколько циклов дробления, причем число их зависит от крупности куса питания. Каждый цикл состоит из одних и тех же повторяющихся операций: колебательное движение конуса; свободное падение куса до его встречи с броней конуса; относительное движение (скольжение) куса по броне конуса и его переносное движение совместно с конусом в чаше; остановка куса вследствие вступления в контакт с обеими бронями и последующее его дробление.

При некоторых размерах куса операции зажатия и дробления отсутствуют.

При моделировании использованы следующие допущения:

- движение куса происходит в одной вертикальной плоскости от его входа в приемной зоне до выхода, проходящей через ось чаши дробилки;
- собственное вращение конуса не учитывается;
- удар куса по броне считается неупругим.

Наибольшая толщина куса при моделировании принята по линии, проходящей через его центр тяжести, расположенный по геометрическому центру куса. Зажатие куса и его последующее дробление осуществляются по этой линии. Движение осколков после дробления осуществляется в начале раскрытия камеры дробления из точки дробления куса. При моделировании процесса движения куса его траектория строится по точке, находящейся на нижней поверхности куса под центром его тяжести.

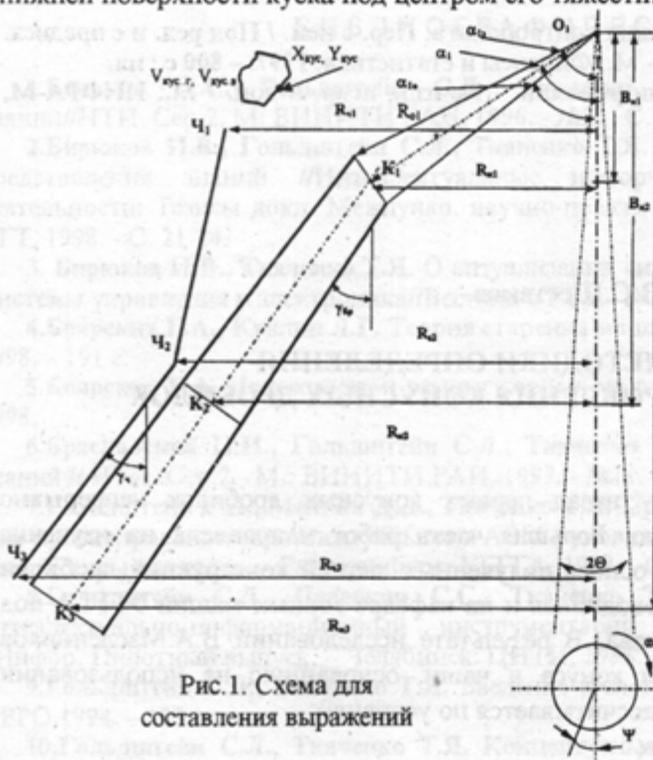


Рис. 1. Схема для составления выражений

Принятые допущения позволили свести сложное пространственное движение конуса к простому гармоническому колебанию: каждая точка конуса будет двигаться по проекции на плоскость движения куса. В ранее опубликованных работах [3,4] доказано, что погрешность при таких допущениях будет незначительной.

Исходными данными для модели являются геометрические размеры брони чаши $R_{ч1}, B_{ч1}, R_{ч2}, B_{ч2}, R_{ч3}, B_{ч3}$, конуса в нейтральном положении $R_{к1}, B_{к1}, R_{к2}, B_{к2}, R_{к3}, B_{к3}$, угол нутации Θ , размеры куса $d_{ик}$, начальный угол поворота конуса от закрытого состояния $\varphi_{нач}$, начальное положение куса $X_{кус}, Y_{кус}$, горизонтальная $V_{кус,г}$ и вертикальная $V_{кус,в}$ составляющие начальной скорости движения куса (рис. 1). По этим данным по известным выражениям определяются радиус-векторы до точек брони конуса от точки подвеса R_{01}, R_{02}, R_{03} ; углы

между вертикалью и этими радиус-векторами при положении конуса в нейтральном положении

$\alpha_{1n}, \alpha_{2n}, \alpha_{3n}$ и в закрытом: $\alpha_{1z} = \alpha_{1n} - \Theta$; $\alpha_{2z} = \alpha_{2n} - \Theta$; $\alpha_{3z} = \alpha_{3n} - \Theta$, углы наклона к вертикали участков брони чаши $\gamma_{ч1}$ и $\gamma_{ч2}$.

При моделировании рабочего процесса вводятся все выражения, описывающие движение конуса, куска, осколков после дробления, изменения размеров куска в процессе дробления, а также выражения, организующие различные проверки и условия перехода с одного вида движения на другой.

Перемещение брони конуса

Угол поворота конуса с начала движения определится при интегрировании скорости вала

$$\Psi = \int \omega \cdot dt, \quad (1)$$

где ω - угловая скорость прецессии конуса.

Отклонение конуса от закрытого положения в процессе работы в плоскости движения куска:

$$\Theta_t = (1 - \cos \Psi) \cdot \Theta. \quad (2)$$

По этому углу и углам до точек при закрытом положении конуса определяются текущие значения углов:

$$\alpha_{1t} = \alpha_{1z} - \Theta_t, \quad \alpha_{2t} = \alpha_{2z} - \Theta_t, \quad \alpha_{3t} = \alpha_{3z} - \Theta_t,$$

координаты точек:

$$\begin{aligned} R_{1t} &= R_{01} \cdot \sin \alpha_{1t}, & B_{1t} &= R_{01} \cdot \cos \alpha_{1t}, \\ R_{2t} &= R_{02} \cdot \sin \alpha_{2t}, & B_{2t} &= R_{02} \cdot \cos \alpha_{2t}, \\ R_{3t} &= R_{03} \cdot \sin \alpha_{3t}, & B_{3t} &= R_{03} \cdot \cos \alpha_{3t}, \end{aligned}$$

углы наклона участков брони конуса к вертикали в рассматриваемый момент времени:

$$\begin{aligned} \gamma_{\text{сп}1} &= \arctg[(R_{2t} - R_{1t}) / (B_{2t} - B_{1t})], \\ \gamma_{\text{сп}2} &= \arctg[(R_{3t} - R_{2t}) / (B_{3t} - B_{2t})]. \end{aligned}$$

Движение куска до встречи с броней

Текущее значение скорости может быть определено из уравнения движения при свободном падении

$$g = \frac{dV}{dt},$$

где V - текущее значение скорости с начала движения; g - ускорение свободного падения, $g=9.81$ м/с².

Путь, пройденный куском с начала движения, определится из уравнения, следующего из определения скорости

$$V = \frac{dH}{dt}.$$

Расчет встречи куска с броней конуса

В процессе падения куска необходимо рассчитать момент встречи его с броней конуса. Текущее положение куска при численном решении дифференциальных уравнений определяется по выражениям

$$X_{\text{кус}} = X_{\text{кус}0} + V_{\text{кус}0} \cdot \Delta t,$$

$$Y_{\text{кус}} = Y_{\text{кус}} + V_{\text{кус,z}} \cdot \Delta t,$$

где $X_{\text{кус}}, Y_{\text{кус}}$ - координаты куска в процессе падения; $V_{\text{кус,z}}, V_{\text{кус,x}}$ - вертикальная и горизонтальная составляющие скорости движения куска; Δt - шаг интегрирования по времени.

Для составления выражений и алгоритма расчета момента встречи куска с броней конуса использована расчетная схема, представленная на рис.2. При расчете момента встречи куска с броней необходимо в уравнение прямой, являющейся поверхностью конуса, подставить текущее значение координаты по горизонтали $X_{\text{кус}}$ и рассчитать значение $Y_{\text{бр}}$ - координату по вертикали точки на броне конуса под куском (см.рис.2). Уравнение линии поверхности конуса может быть представлено выражением

$$Y_{\text{бр}} = b_0 + b_1 \cdot X_{\text{бр}}.$$

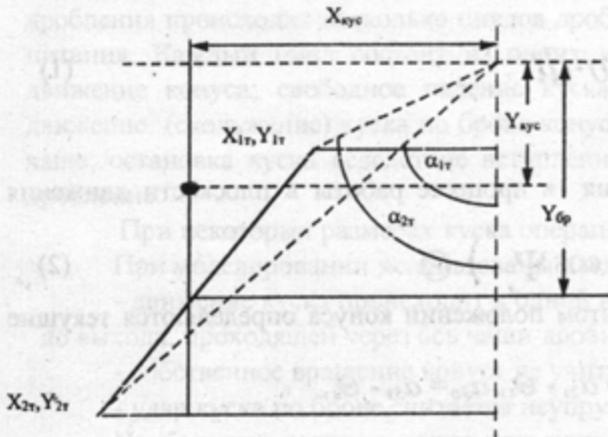


Рис. 2. Схема для расчета встречи куска с броней конуса

Коэффициенты b_0, b_1 рассчитываются через текущее положение конуса. Обозначим угол между вертикалью и линией от точки подвеса конуса до верхней точки рассматриваемой поверхности $\alpha_{1т}$, а до нижней точки через $\alpha_{2т}$. В процессе движения эти углы определяются:

$$\alpha_{1т} = \alpha_{1з} - \Theta_t,$$

$$\alpha_{2т} = \alpha_{2з} - \Theta_t,$$

где $\alpha_{1з}, \alpha_{2з}$ - углы до соответствующих точек при закрытом положении конуса.

Выражение для расчета текущего

положения точки на броне конуса под куском имеет вид

$$Y_{\text{бр}} = Y_{1т} + (Y_{2т} - Y_{1т}) \cdot (X_{\text{кус}} - X_{1т}) / (X_{2т} - X_{1т}).$$

Переход с падения на скольжение будет при достижении условия

$$Y_{\text{бр}} < Y_{\text{кус}}.$$

Движение куска совместно с броней конуса

Начальное значение скорости движения куска после встречи с броней определится по выражению

$$V_{\text{брн}} = V \cdot \cos \gamma_{\text{бр}}$$

Скорость движения куска по броне определится из уравнения движения:

$$F_{\text{дв}} - F_{\text{тр}} = m \frac{dV_{\text{бр}}}{dt},$$

где $F_{\text{дв}}$ - движущее усилие, обеспечивающее перемещение куска вдоль брони конуса,

$$F_{\text{дв}} = G \cdot \cos \gamma_{\text{бр}};$$

где G, m - вес и масса куска соответственно; $F_{\text{тр}}$ - сила трения куска по броне

$$F_{mp} = f \cdot G \cdot \sin \gamma_{бр}$$

После подстановки получим выражение, из которого численным методом может быть определена скорость движения куска вдоль брони конуса:

$$g(\cos \gamma_{бр} - \sin \gamma_{бр}) = \frac{dV_{бр}}{dt}$$

Путь перемещения куска вдоль брони конуса определится при интегрировании скорости:

$$L_{бр} = \int V_{бр} \cdot dt$$

Останов куска при скольжении и свободном падении

При движении куска вдоль брони необходимо определять момент зажатия куска между броней конуса и чаши. На рис. 3 представлена схема к расчету момента зажатия куска. Кусок находится в точке L. Пока его размер меньше расстояния между бронями, кусок продолжает скользить по броне (на рис. 3 кусок изображен в точке зажатия, которую и требуется определить).

Для упрощения расчетных зависимостей можно принять, что линия, определяющая наибольшую толщину рассматриваемого куска, проходит перпендикулярно плоскости конуса. Это допущение можно использовать, так как кусок скользит по броне и наибольший размер чаще всего находится примерно в центре куска.

При известном угле наклона брони конуса к вертикали $\gamma_{бр}$ и координатах точки контакта куска с броней конуса $X_{кус}$, $Y_{кус}$ уравнение прямой брони конуса имеет вид

$$Y = Y_{кус} + (X - X_{кус}) \cdot \text{ctg } \gamma_{бр}$$

Уравнение линии перпендикуляра для расчета расстояния между бронями конуса и чаши

$$Y = Y_{кус} + (X - X_{кус}) \cdot \text{tg } \gamma_{бр}$$

Для расчета расстояния между бронями используем уравнение линии брони чаши

$$Y = Y_{ч1} + (X - X_{ч1}) \cdot \text{ctg } \gamma_{ч}$$

где $Y_{ч1}$, $X_{ч1}$ - координаты точки начала линии брони чаши; $\gamma_{ч}$ - угол наклона к вертикали брони чаши.

При совместном решении уравнения брони чаши и перпендикуляра к линии брони конуса и будет получена координата точки пересечения этих линий. Из условия, что для указанных выражений координата Y - величина одна и та же, получим равенство

$$Y_{кус} + (X - X_{кус}) \cdot \text{tg } \gamma_{бр} = Y_{ч1} + (X - X_{ч1}) \cdot \text{ctg } \gamma_{ч}$$

откуда

$$X = (Y_{ч1} - Y_{кус} + X_{кус} \cdot \text{tg } \gamma_{бр} - X_{ч1} \cdot \text{ctg } \gamma_{ч}) / (\text{tg } \gamma_{бр} - \text{ctg } \gamma_{ч})$$

Координата Y точки пересечения перпендикуляра к броне конуса с линией брони чаши определится при подстановке полученного значения X .

Длина линии ΔL :

$$LM = \sqrt{(X - X_{кус})^2 + (Y - Y_{кус})^2}$$

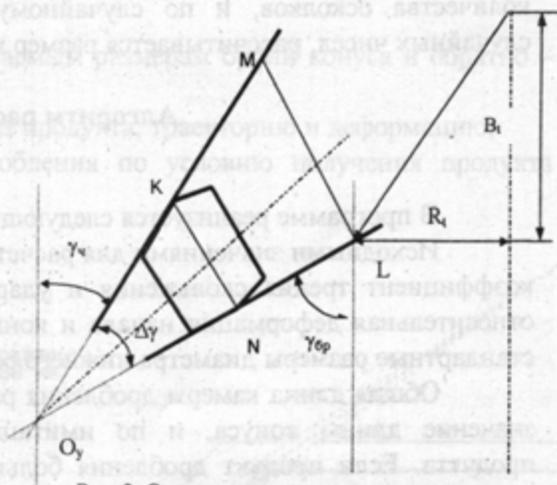


Рис. 3. Схема к расчету момента зажатия куска

После зажатия куска между бронями при последующем уменьшении расстояния между ними происходит его дробление. В процессе дробления кусок распадается на несколько осколков. Процесс выхода осколков весьма случаен и зависит от многих факторов. Нами были проведены исследования процесса дробления, результаты используются для расчета количества размеров осколков после дробления [1,2].

Размер осколка после дробления может быть определен по расстоянию между бронями:

$$d_{оск} = (1 - K_{ур} \cdot S) \cdot \Delta L_d,$$

где $K_{ур}$ - коэффициент возможного максимального уменьшения куска по отношению к расстоянию между бронями ΔL_d в точке дробления; S - случайное число в интервале 0..1.

Анализ результатов экспериментов показывает, что происходит выход осколков всех возможных размеров. Коэффициент $K_{ур}$ зависит от дробимого материала.

Кроме наибольшего осколка, в процессе дробления получается несколько кусков меньших размеров, причем чем меньше размер фракции, тем больше выход количества таких осколков. Осколки, меньшие размера закрытой разгрузочной щели, проходят на выход дробилки без последующего дробления, поэтому они в математической модели в дальнейшем не учитываются. В интервале от размера между бронями в точке дробления до размера закрытой разгрузочной щели может находиться несколько кусков. В модели процесс выхода реализуется путем задания количества осколков, и по случайному числу, выдаваемому подпрограммой - генератором случайных чисел, рассчитывается размер каждого осколка.

Алгоритм расчета для реализации в программе

В программе реализуется следующий алгоритм.

Исходными значениями для расчета принимаются характеристика породы: эквивалентный коэффициент трения скольжения и удара куска горной породы по броне дробящего конуса, относительная деформация начала и конца разрушения куска горной породы сжатием, а также стандартные размеры диаметра нижнего основания конуса.

Общая длина камеры дробления рассчитывается следующим образом. Задается начальное значение длины конуса, и по имитационной модели рассчитываются размеры выходного продукта. Если продукт дробления больше заданного, то из этого следует, что длина камеры недостаточна, и ее необходимо увеличить. Процесс увеличения длины камеры дробления повторяют до тех пор, пока условие нужного качества продукта дробления не будет достигнуто для всех возможных кусков продуктов питания. Наряду с расчетом общей длины камеры дробления определяются и размеры зоны дробления по условию исключения прессования породы. Отсутствие прессования проверяется для кусков разных размеров. В процессе расчетов линейных размеров камеры используется алгоритм имитации рабочего процесса.

Алгоритм имитации рабочего процесса

1. Просчитывается процесс движения конуса при изменении угла поворота его вала $\Psi = \Psi_0 + \omega \cdot \Delta T$. Начало расчетов начинается с начального угла $\Psi = \Psi_{нач}$, начальных координат положения и скоростей движения куска.

2. Выполняется проверка положения куска по отношению к броне конуса - если кусок находится выше брони конуса, то реализуется его свободное падение.

3. Имитируется первый цикл движения куска. Он будет отличаться от следующих тем, что при размерах куска, больших размера приемной щели, его движение начнется не с начала

увеличения размеров камеры при ее раскрытии, а с некоторого момента, когда размер щели достигнет размера куска.

4. При падении куска в камере дробления проверяется его достижение брони конуса. Для проверки определяется положение точки на броне конуса, находящейся под куском. Как только координата по Y окажется меньше $Y_{кус}$, процесс падения прекращается и начинается процесс скольжения.

5. Имитируется процесс скольжения. Как только размер куска станет меньше расстояния между бронями, осуществляется переход на режим дробления.

6. Имитируется процесс дробления с определением размеров осколков для последующего цикла движения.

Разработанная имитационная модель позволяет проводить исследования влияния на рабочий процесс геометрических параметров камер дробления, а также решать обратные задачи: определять геометрические размеры по задаваемым условиям.

Один из возможных результатов расчетов представлен на рис. 4. В приемную зону было подано три куска разных размеров и соответственно получены три траектории движения. Одновременно с выводом траекторий в графическом виде результаты выводятся также и в текстовый файл. Выводятся значения координат точек при прохождении кусков по камере дробления, выход продуктов дробления при каждом сжатии и размер продукта на выходе дробилки, а также значения деформации при каждом шаге дробления.

В разработанной программе реализованы варианты работы:

расчет параметров камеры по задаваемым линейным коэффициентам определения длины конуса, угла нутации, частоты вращения;

корректировка размеров брони чаши по задаваемым размерам брони конуса и обратно – конуса по чаше;

исследование влияния размеров кусков на выход продукта, траекторию и деформацию;

оптимизация линейных размеров камеры дробления по условию получения продукта нужного качества и исключения прессования кусков.

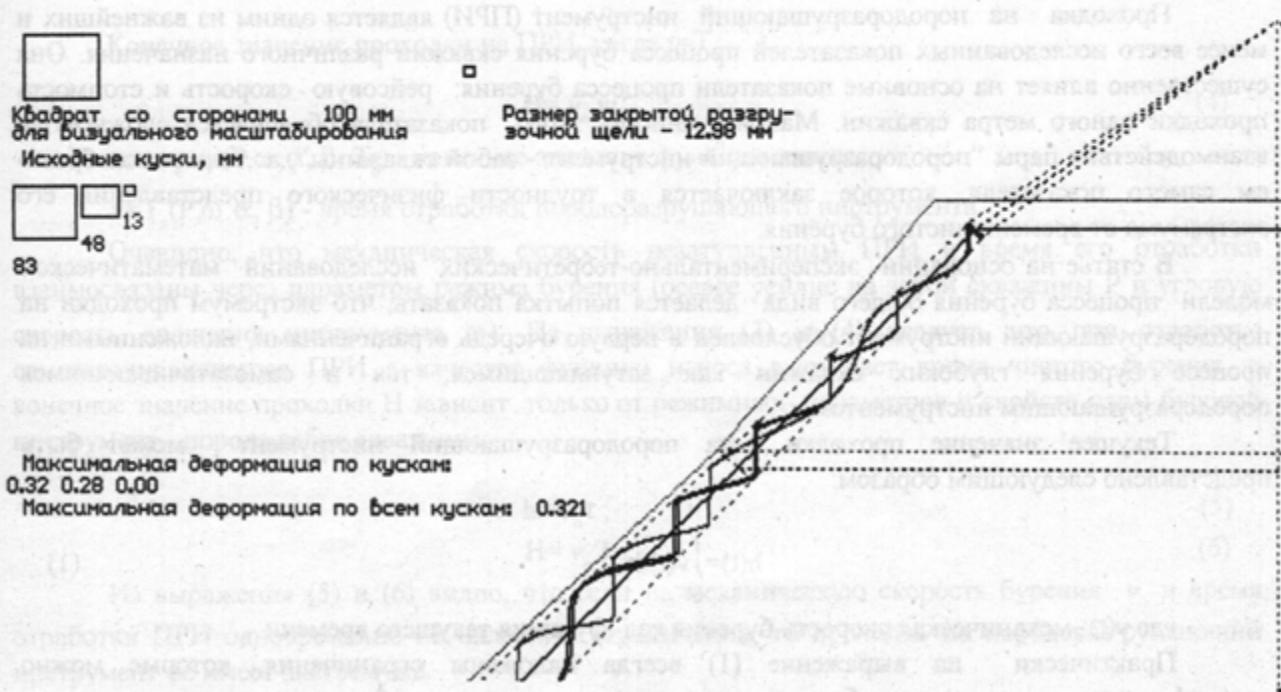


Рис. 4. Траектории движения кусков в камере дробления

Для реализации алгоритма принят алгоритмический язык программирования Паскаль с использованием графических возможностей для вывода результатов расчетов в виде траекторий и рисунков.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Лагунова Ю.А. Дробимость хрупких материалов при разрушении сжатием//Изв.вузов. Горный журнал.- 1997. - №1.
2. Лагунова Ю.А. Определение комплексной характеристики свойств дробимости горных пород// Изв.вузов. Строительство.- 1998. - N 1. - С. 117-119.
3. Масленников В.А Проектирование горных машин (конструирование, моделирование; оптимизация, управление). Алгоритм творческого процесса конструктора: Учеб. пособие.- Екатеринбург: Изд-во УГТГА, 1997.
4. Масленников В.А., Лагунова Ю.А. Проектирование конусных дробилок//Совершенствование методов проектирования горных машин, нефтегазопромыслового и дробильно-размольного оборудования: Сб. науч.тр. УГТГА-Уралмаш.- Екатеринбург,1997. - С. 67-123.

УДК 622.24.05.055

Н.Б.Ситников, В.А.Троп

ИССЛЕДОВАНИЕ КРИТЕРИЯ МАКСИМУМА ПРОХОДКИ ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

Проходка на породоразрушающий инструмент (ПРИ) является одним из важнейших и менее всего исследованных показателей процесса бурения скважин различного назначения. Она существенно влияет на основные показатели процесса бурения: рейсовую скорость и стоимость проходки одного метра скважин. Малоизученность этого показателя объясняется сложностью взаимодействия пары "породоразрушающий инструмент - забой скважины", а также своеобразием самого показателя, которое заключается в трудности физического представления его экстремума от времени чистого бурения.

В статье на основании экспериментально-теоретических исследований математической модели процесса бурения общего вида делается попытка показать, что экстремум проходки на породоразрушающий инструмент обусловлен в первую очередь ограничениями, наложенными на процесс бурения глубоких скважин как затупляющимся, так и самозатачивающимся породоразрушающим инструментом.

Текущее значение проходки на породоразрушающий инструмент может быть представлено следующим образом:

$$h(t) = \int_0^t v(t) dt, \quad (1)$$

где $v(t)$ - механическая скорость бурения как функция текущего времени.

Практически на выражение (1) всегда наложены ограничения, которые можно классифицировать следующим образом: ограничения по механической скорости и ограничения по износу породоразрушающего инструмента. Ограничение по механической скорости, если обрабатывается самозатачивающийся ПРИ, когда $v(t) = \text{const}$, следует рассматривать как зависимость ее от параметров режима бурения, а также свойств породы и ПРИ. В этом случае

статическая характеристика объекта $v_0(P, \omega, Q, \alpha)$ рассматривается как зависимость механической скорости бурения от режимных параметров P, ω, Q и свойств породы скважины α , которую можно аппроксимировать какой-либо функцией только в определенной (рабочей) зоне изменения режимных параметров. Если механическая скорость в процессе бурения уменьшается по мере затупления ПРИ $v(t) = v_0 \alpha$, то это снижение следует рассматривать как ограничение по износу вооружения. Ограничение по физическому износу заключается в том, что зависимость механической скорости $v(t)$ может быть аппроксимирована определенной функцией только на строго ограниченном отрезке времени $0 < t < T_0$, по истечении которого дальнейшее использование бурового инструмента невозможно из-за потери его полезных свойств (износ опор долота, алмазосодержащего слоя коронки, предельно допустимого значения диаметра ПРИ и т.д.). Таким образом, на выражение проходки наложены ограничения, обусловленные, с одной стороны, функциональной зависимостью механической скорости от режимных параметров и свойств бурового инструмента и горной породы, а с другой - износом породоразрушающего инструмента. Эти ограничения позволяют оптимизировать один из основных показателей процесса бурения - проходку на породоразрушающий инструмент.

В связи с изложенным предлагается представить текущее значение проходки на ПРИ произведением двух функций, одна из которых представляет ограничение по скорости бурения, другая - по износу породоразрушающего инструмента:

$$h = v_0 \cdot \psi, \quad (2)$$

где $v = v_0(P, \omega, \psi, \alpha)$ - зависимость механической скорости бурения незатупленным ПРИ от режимных параметров P и ω свойств пары ПРИ-порода забоя;

$\psi = \psi(P, \omega, \alpha, \beta, t)$ - функция износа, определяемая из выражения [1]:

$$\psi = v_0^{-1} \int_0^t v(t) dt \quad (3)$$

Конечное значение проходки на ПРИ, когда $t = T_0$:

$$H = v_0 \cdot \psi_x, \quad (4)$$

где $\psi_x = \psi(P, \omega, \alpha, \beta, T_0)$ - конечное значение функции износа;

$T = T_0(P, \omega, \alpha, \beta)$ - время отработки породоразрушающего инструмента.

Очевидно, что механическая скорость незатупленным ПРИ и время его отработки взаимосвязаны через параметры режима бурения (осевое усилие на забой скважины P и угловую скорость вращения инструмента ω). Из выражения (3) и (4) следует, что при отработке самозатачивающегося ПРИ в качестве функции износа выступает время чистого бурения, а конечное значение проходки H зависит только от режимных параметров и свойств пары буровой инструмент - порода забоя скважины;

$$h = v_0 \cdot t; \quad (5)$$

$$H = v_0 \cdot T. \quad (6)$$

Из выражения (5) и (6) видно, что если на механическую скорость бурения v_0 и время отработки ПРИ одновременно не наложить ограничения, то проходка на породоразрушающий инструмент не имеет экстремума.

Необходимые условия экстремума проходки можно представить следующим образом:

для затупляющегося ПРИ

$$\left. \begin{aligned} \partial h / \partial P = 0; \\ \partial h / \partial \omega = 0; \\ \partial h / \partial t = 0; \end{aligned} \right\} \Rightarrow \left. \begin{aligned} v_0 (\partial \psi / \partial P) + \psi (\partial v_0 / \partial P) = 0; \\ v_0 (\partial \psi / \partial \omega) + \psi (\partial v_0 / \partial \omega) = 0; \\ v(t) = 0, \end{aligned} \right\} \quad (7)$$

для самозатачивающегося ПРИ

$$\left. \begin{aligned} \partial h / \partial P = 0; \\ \partial h / \partial \omega = 0; \end{aligned} \right\} \Rightarrow \left. \begin{aligned} v_0 (\partial T / \partial P) + T (\partial v_0 / \partial P) = 0; \\ v_0 (\partial T / \partial \omega) + T (\partial v_0 / \partial \omega) = 0. \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

Из первых двух уравнений системы (7) и из системы (8) можно получить уравнения оптимальности:

$$(\partial v_0 / \partial P) (\partial \psi / \partial \omega) = (\partial v_0 / \partial \omega) (\partial \psi / \partial P); \quad (9)$$

$$(\partial v_0 / \partial P) (\partial T / \partial \omega) = (\partial v_0 / \partial \omega) (\partial T / \partial P), \quad (10)$$

которые являются пересечением двух ограничений (по механической скорости и износу вооружения породоразрушающего инструмента). Для механической скорости бурения $v(t)$, выраженной формулой Р.А.Бадалова [1]:

$$v(t) = v_0 (1 + k(n-1) v_0^{n-1} t)^{-1/(n-1)}, \quad (11)$$

уравнение оптимальности (9), так же, как и уравнение (10), не зависит от времени чистого бурения и в плоскости режимных параметров P, ω изображает кривую, в каждой точке которой имеет место локальный оптимум проходки на ПРИ.

Подставив (11) в (1), получим зависимость проходки от времени чистого бурения:

$$h(t) = v_0^{-(n-2)} ((1 + k(n-1) v_0^{n-1} t)^{(n-2)/(n-1)} - 1) k^{-1} (n-2)^{-1}. \quad (12)$$

С учетом (11) выражение (12) принимает вид:

$$h(v) = (v^\beta - v_0^\beta) / (K \beta), \quad (13)$$

где $\beta = (n-2)$, k - коэффициент износа; по Р.А.Бадалову, $K = \text{const}$; в дальнейшем будем считать, что $K = K(P, \omega)$, т.е. коэффициент износа является функцией режимных параметров P и ω :

$$K = P \omega \beta^{-1}. \quad (14)$$

Выражения (2) и (6) представляют математическую модель процесса бурения общего вида. Если на основании экспериментально-теоретических исследований получить для данного типоразмера ПРИ конкретные зависимости $v_0(P, \omega, \alpha)$, $v(t)$, $\kappa(P, \omega)$ и $T_0(P, \omega, \alpha, \beta)$, то их совокупность будет выражать математическую модель процесса бурения частного вида. Математическая модель, используемая для оптимизации процесса бурения, должна быть адекватна, непротиворечива и определять основные показатели с достаточной для практических целей точностью. Критерием непротиворечивости математической модели процесса бурения могут служить уравнения оптимальности (9) и (10). Действительно, каждой точке оптимальности соответствует локально оптимальное значение проходки; если в плоскости режимных параметров P, ω уравнению оптимальности не соответствует ни одна точка, то системы уравнений (7) и (8) не имеют решения, что означает отсутствие экстремума проходки или противоречивость математической модели процесса бурения. В этом случае математическая модель не позволяет оптимизировать показатели процесса бурения, она вообще не пригодна для использования. Если в результате

оптимизации процесса бурения будут получены значения режимных параметров, выходящие за пределы допустимых уровней, то применяемая модель является слишком грубой, не учитывающей в полном объеме факторов, влияющих на показатели процесса бурения. Такая математическая модель может быть использована только после введения в нее дополнительных членов, уточняющих основные функциональные зависимости показателей процесса бурения от режимных параметров. В случае, когда в результате оптимизации процесса бурения будут получены оптимальные значения режимных параметров в зоне их допустимых уровней, но несколько отличающиеся от реальных значений, математическая модель может быть улучшена за счет дополнительных экспериментальных исследований по уточнению ее коэффициентов.

Проиллюстрируем высказанные положения конкретными примерами. Оптимизируем процесс бурения глубоких скважин по проходке на ПРИ при отработке самозатачивающегося ПРИ. С этой целью примем следующую математическую модель процесса бурения частного вида:

$$\left. \begin{aligned} v_0 &= a_0 + 2a_1 P + 2a_2 \omega + 2a_3 P\omega + a_4 P^2 + a_5 \omega^2; \\ \psi &= T_0 = AP^{-1} \omega^{-1} \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

Подставив выражение для v_0 и T_0 в систему (8), получим:

$$\left. \begin{aligned} P \partial v_0 / \partial P = v_0; \\ \omega \partial v_0 / \partial \omega = v_0 \end{aligned} \right\} \Rightarrow \left. \begin{aligned} a_0 + 2a_2 \omega - a_4 P^2 + a_5 \omega^2 = 0; \\ a_0 + 2a_1 P + a_4 P^2 - a_3 \omega^2 = 0 \end{aligned} \right\} \quad (16)$$

Решением системы уравнений (16) будет:

$$P_{\text{opt}} = \beta_1 \omega_{\text{opt}}; \quad \omega_{\text{opt}} = -a_0 / (a_2 + a_1 \beta_1); \quad \beta_1 = \sqrt{(a_0 a_3 - a_2^2) / (a_0 a_4 - a_1^2)}$$

Из (16) следует уравнение оптимальности:

$$P \partial v_0 / \partial P = \omega \partial v_0 / \partial \omega \quad \text{или} \quad a_1 P + a_4 P^2 = a_2 \omega + a_5 \omega^2 \quad (17)$$

Уравнение (17) в плоскости режимных параметров изображает смещенную гиперболу с осями, параллельными осям P и ω , что доказывает непротиворечивость математической модели (15). Таким образом, математическая модель процесса бурения глубоких скважин самозатачивающимся ПРИ (15) может быть использована для оптимизации по максимуму проходки на ПРИ.

Если в математической модели (15) время полной отработки ПРИ определять по выражению $T_0 = AP^{-\alpha_1} \omega^{-\alpha_2}$, где α_1 и α_2 - показатели степени ($\alpha_1 \geq 1; \alpha_2 \geq 1$), то система (16) не имеет решения в общем виде и определение оптимальных значений режимных параметров может быть произведено численными методами для конкретных значений коэффициентов системы (16) a_1 и a_2 .

Пример 1. Оптимизируем процесс бурения самозатачивающимся ПРИ по максимуму проходки. Математическая модель процесса бурения описывается уравнениями (6) и (15); коэффициенты модели равны: $a_0 = -30,955$; $a_1 = 10^{-3}$; $a_2 = 0,5808$; $a_3 = 0$; $a_4 = -10^{-7}$; $a_5 = -1,32 \cdot 10^{-2}$; $A = 2,079 \cdot 10^6$; $\alpha_1 = 1; \alpha_2 = 1$. В результате решения системы (16) были получены следующие значения режимных параметров и показателей процесса бурения, оптимальных по проходке на ПРИ: $P_{\text{opt}} = 7460$ Н; $\omega_{\text{opt}} = 40,4518$ рад/с; $v_0 = 3,7888$ м/ч; $N_{\text{opt}} = 26$. Легко убедиться, что оптимальные значения режимных параметров принадлежат оптимальности (17).

Достаточные условия экстремума проходки для математической модели процесса бурения, описываемой уравнениями (6) и (15):

$$\left. \begin{aligned} a_0 a_3 - a_2^2 > 0; \\ a_0 a_4 - a_1^2 > 0. \end{aligned} \right\} \Rightarrow \left. \begin{aligned} 0,408606 - 0,337328 > 0; \\ 3,0955 \cdot 10^{-6} - 10^{-6} > 0. \end{aligned} \right\}$$

Очевидно, что достаточные условия экстремума проходки на ПРИ для математической модели процесса бурения самозатачивающимся ПРИ выполняются.

Рассмотрим оптимизацию процесса бурения по максимуму проходки при отработке затупляющегося ПРИ; в этом случае математическая модель процесса бурения может быть представлена уравнениями (11) - (14).

Необходимые условия экстремума проходки, определяемые системой (7), могут быть представлены следующим образом:

$$\left. \begin{aligned} \partial h / \partial P = 0; \\ \partial h / \partial \omega = 0; \\ \partial h / \partial t = 0. \end{aligned} \right\} \Rightarrow \left. \begin{aligned} v_0 (\partial v_0 / \partial P) - v_0 (\partial v_0 / \partial P) = v_0^n (h - vt) (\partial K / \partial P); \\ v_0 (\partial v_0 / \partial \omega) - v_0 (\partial v_0 / \partial \omega) = v_0^n (h - vt) (\partial K / \partial \omega); \\ v(t) = 0. \end{aligned} \right\} \quad (18)$$

Исключая время чистого бурения из первых двух уравнений системы (18), получим:

$$(v_0 - v) (\partial v_0 / \partial P \cdot \partial K / \partial \omega - \partial v_0 / \partial \omega \cdot \partial K / \partial P) = 0.$$

Последнее уравнение имеет два решения, первое: $v = v_0$, когда $t = 0$ и проходка минимальна, $h = 0$, второе:

$$\partial v_0 / \partial P \cdot \partial K / \partial \omega = \partial v_0 / \partial \omega \cdot \partial K / \partial P,$$

которое совместно с выражением (14) дает уравнение оптимальности (17). Таким образом, локально оптимальные по проходке на ПРИ значения режимных параметров P и ω как при отработке самозатачивающегося, так и при отработке затупляющегося ПРИ, принадлежат уравнению оптимальности. Обратимся теперь к третьему уравнению системы (18); будем решать его совместно с выражением (11). Очевидно, что оно имеет решение только в случае, когда показатели степени в формуле Р.А.Бадалова $0 = n < 1$. Тогда

$$t = v_0^{1-n} / (K(1-n)); \quad h = v_0^{2-n} / (K(2-n)).$$

Из (18) следует, что если принять коэффициент износа независимым от режимных параметров $K(P, \omega) = \text{const}$, то максимум проходки обеспечивается в режиме максимума механической скорости бурения, однако на практике такого соответствия экстремумов никогда не наблюдается.

Подставив третье уравнение системы (18) в первые два с учетом выражения (14), получим:

$$\left. \begin{aligned} (2-n)K(\partial K / \partial P)^{-1} (\partial v_0 / \partial P) = v_0; \\ (2-n)K(\partial K / \partial \omega)^{-1} (\partial v_0 / \partial \omega) = v_0. \end{aligned} \right\} \Rightarrow \left. \begin{aligned} (2-n)P(\partial v_0 / \partial P) = v_0; \\ (2-n)\omega(\partial v_0 / \partial \omega) = v_0. \end{aligned} \right\} \quad (19)$$

Решение системы (19) дает значения P и ω , оптимальные по проходке на ПРИ. Подставляя эти значения в выражения v_0 , t , h , получим значения начальной механической скорости, времени чистого бурения и максимальной проходки на ПРИ. Однако решение системы (19) вызывает значительные математические трудности и возможно только численными методами для конкретного значения показателя степени n .

Таким образом, решением системы (19) при $n < 1$ являются постоянные числа $t_{\text{опт}}$, $P_{\text{опт}}$, $\omega_{\text{опт}}$.

Легко убедиться, что решению системы (19) также принадлежит уравнение оптимальности (17). Используя ЭВМ, можно легко получить решение системы (19) итерационными методами с любой степенью точности. Для этого следует задаться значением осевого усилия P_1 и по уравнению

оптимали (17) определить значение ω_1 ; для каждой полученной пары значений P_1, ω_1 определяются величины $K_1, v_{\alpha 1}$ и осевое усилие по выражению:

$$P_1^1 = (a_3 \omega_1 + a_1) / -2a_4 + \sqrt{((a_3 \omega_1 + a_1) / 2a_4)^2 + v_{\alpha 1}^2 / (2(2-n)a_4)}$$

и так далее; цикл вычисления заканчивается сравнением значений P_1 и P_1^1 ; если условие $P_1 = P_1^1$ не выполняется, то принимается новое значение $P_{i+1} = P_1 - \Delta P$, и цикл повторяется.

**Результаты оптимизации проходки при
отработке затупляющегося бурового инструмента**

	$n = 1;$	$B = 2 \cdot 10^6;$	$A = 2 \cdot 10^6$		
P	9460	8460	7460	6460	5460
ω	43,10213	41,62906	40,4518	39,62823	39,21073
v	4,560399	4,288838	3,788812	3,094756	2,236269
K°	0,2038738	0,1760909	0,15088	0,1279992	0,1070453
H	14,139	15,396	15,873*	15,283	13,20557
	$n = 2;$	$B = 2 \cdot 10^6;$	$A = 1 \cdot 10^6$		
P	7460	6460	6380	6360	6340
ω	40,4518	39,6282	39,57395	39,56753	39,55589
v	3,788812	3,094756	3,031802	3,015902	2,995938
K°	0,15088	0,1279992	0,1262581	0,1258474	0,12539217
H	7,0439	7,305241	7,0307499	7,307516*	7,3072966
	$n = 3;$	$B = 2 \cdot 10^7;$	$A = 2 \cdot 10^6$		
P	5960	5840	5820	5800	5760
ω	39,36629	39,31911	39,31184	39,30476	39,29109
v	2,684619	2,580418	2,56284	2,545201	2,509745
K°	0,0234623	0,0229624	0,0228795	0,02279676	0,0226317
H	15,4078	15,4256	15,4262*	15,4259	15,4233

Пример 2. Для коэффициентов уравнения $v_\alpha(P, \omega)$ предыдущего примера и значений $B=10^6, n=0$ определить оптимальные значения режимных параметров P, ω и максимальную проходку на ПРИ. Решением системы (19) для данных условий будет: $P_{opt}=8750$ Н; $\omega_{opt}=42,0285$ рад/с; $v_\alpha=4,3926$ м/ч; $h=26,234$ м. Если взять другие значения осевого усилия и угловой скорости вращения ПРИ, принадлежащие оптимали, $P_1=9500$ Н; $\omega_1=43,166$ рад/с; то оптимальная проходка равна $h=25,42$ м: при $P_2=8000$ Н; $\omega_2=41,047$ рад/с оптимум проходки равен: $h=25,40$ м. Числовой пример подтверждает наличие экстремума проходки при оптимальных и постоянных значениях осевого усилия и угловой скорости вращения в процессе отработки затупляющегося ПРИ, когда имеется ограничение по износу (времени полной отработки ПРИ).

Если третье уравнение системы (3) несправедливо, то это означает, что при бурении механическая скорость не снижается до нуля, т.е. с течением времени проходка все более увеличивается и не достигает экстремума. В этом случае ПРИ будет полностью отработан в момент времени, когда физический износ (по диаметру, высоте зуба или опоре долота) достигает допустимого значения, и время бурения равно значению времени отработки ПРИ: $t_b = T_0$.

Рассмотрим показатель проходки на ПРИ, когда показатель степени $n \geq 1$. Если показатель степени $n=1$, то уравнение (11) примет вид:

$$v(t) = v_0 e^{-kt} \quad (20)$$

Время полной отработки долота T_0 (ограничение по износу) определяется по уравнению системы (15).

Пример 3. Для данных предыдущего примера определить максимум проходки на ПРИ для показателя степени $n \geq 1$. Расчеты производятся следующим образом: задаются значением осевого усилия P_1 и по уравнению оптимали (17) определяется соответствующее значение угловой скорости вращения. Для каждой пары значений P_1, ω_1 рассчитывается скорость бурения незатупленным ПРИ v_{∞} , коэффициент износа k_1 , время отработки T_{∞} , конечное значение скорости бурения и проходки на буровой инструмент h_1 . В таблице приведены данные по расчету проходки для показателей $n=2$ и $n=3$.

Как видно из таблицы, проходка на затупляющийся ПРИ имеет экстремум (максимум) и в том случае, когда показатель степени $n=1,2$ и 3 и третье уравнение системы (18) не являются справедливыми.

Из выше изложенного можно сделать следующие выводы. Оптимальные по проходке на ПРИ значения режимных параметров как при отработке самозатачивающегося, так и затупляющегося ПРИ принадлежат уравнению оптимали.

Причинами, обуславливающими наличие экстремума проходки при отработке различных типов ПРИ, являются ограничения по механической скорости и износу ПРИ, причем под ограничениями по износу подразумеваются прекращения процесса бурения в момент времени, когда величина износа достигает предельно допустимого значения. Отсутствие любого из перечисленных ограничений приводит к тому, что оптимизировать процесс бурения на максимум проходки становится невозможно.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бадалов Р.А. Кривая изменения механической скорости проходки и ее аналитическое выражение // Изв. вузов. Нефть и газ. - 1958. - №1. - С.51-55.
2. Ситников Н.Б. Использование функции износа в математической модели процесса бурения скважин // Изв. вузов. Горный журнал. - 1989. - №11. - С.57-59.

УДК 621.928.37

В.А.Ярцев, В.К.Рожнева

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕЧЕНИЯ ЗАКРУЧЕННОГО ПОТОКА С ПЕРЕМЕННОЙ НАПРЯЖЕННОСТЬЮ ВИХРЯ

Для теоретического исследования динамики закрученного потока в аппаратах центробежной классификации материалов в работе [3] предложен метод численного расчета на ЭВМ его течения по уравнению однородного винтового потока. В таком потоке напряженность вихря λ постоянна для всего объема, где происходит течение. Однако экспериментальные исследования аэродинамики закрученных потоков при различных способах закрутки и различной организации течений, например в прямоточных и возвратноточных циклонах, показывают, что далеко не всегда напряженность вихря можно считать постоянной для всего объема течения.

В качестве примера течения закрученного потока, где напряженность вихря не является постоянной по всему объему, можно привести течение потока в прямооточном циклоне со спиральной подачей воздуха.

Экспериментальное определение напряженности вихря в указанном циклоне проводилось в лабораторной установке, содержащей циклон диаметром 200 мм, обводную трубу, входящую в полость циклона в его цилиндрической части и служащую для отсоса запыленного воздуха из бункера и отвода его в рабочую полость для повторной очистки; шаровой пятиканальный зонд с диаметром шарика 5 мм; микроанометры, соединенные с каналами зонда для определения поля скоростей; микроанометр для определения входной скорости. Зондовые измерения составляющих скоростей внутри циклона проводились по известной методике [1].

Напряженность вихря по экспериментальным значениям скоростей вычислялась по формуле, полученной в работе [2]:

$$\lambda = -[v_{\phi 1} + r_1(v_{\phi 2} - v_{\phi 1})(r_2 - r_1)^{-1}]/(v_{z1} r_1), \quad (1)$$

где $v_{\phi 1}, v_{\phi 2}$ - значения тангенциальной скорости в двух соседних по радиусу точках; v_{z1} - значение осевой скорости в первой точке; r_1, r_2 - значения полярных радиусов этих точек.

Напряженность вихря для рассматриваемого течения является величиной существенно переменной как по радиусу, так и по высоте, т.е. является функцией двух переменных $\lambda(r, z)$. Уравнения движения винтового потока в этом случае имеют вид

$$\partial^2 \psi / \partial z^2 + \partial^2 \psi / \partial r^2 - (\partial \psi / \partial r) r^{-1} + \Phi(\psi) \Phi'(\psi) = 0; \quad (2)$$

$$v_r = \partial \psi / \partial z, \quad v_z = -\partial \psi / \partial r, \quad v_{\phi} = \Phi(\psi), \quad \lambda = \Phi'(\psi), \quad (3)$$

где $\psi(r, z)$ - функция тока; r, z - цилиндрические текущие координаты потока.

Определив экспериментальным путем значения составляющих скоростей потока в различных точках аппарата заданного диаметра (в нашем случае $\varnothing 200$ мм), можно рассчитать значения функции $\Phi(\psi) = v_{\phi} r$ и значения напряженности вихря $\lambda(r, z)$ по формуле (1), а затем, основываясь на критериях подобия, рассчитать поле скоростей для подобных аппаратов других диаметров.

Установим критерии подобия для уравнения (1), переписав его в виде

$$\partial^2 \psi / \partial z^2 + \partial^2 \psi / \partial r^2 - r^{-1} (\partial \psi / \partial r) + r v_{\phi} \lambda = 0. \quad (4)$$

Введем безразмерные переменные

$$\bar{r} = r/D, \quad \bar{z} = z/D, \quad \bar{\psi} = \psi/Q, \quad \bar{v}_{\phi} = v_{\phi}/v_{\phi \text{ вх}}, \quad (5)$$

где D - диаметр аппарата (характерный размер); Q - производительность аппарата; $v_{\phi \text{ вх}}$ - скорость входа воздуха в аппарат. Уравнение (4) в безразмерных переменных переписывается в виде

$$Q/D^2 \cdot (\partial^2 \psi / \partial \bar{z}^2) + Q/D^2 \cdot (\partial^2 \bar{\psi} / \partial \bar{r}^2) - Q/D^2 \cdot (1/\bar{r}) (\partial \bar{\psi} / \partial \bar{r}) + \bar{r} D v_{\phi \text{ вх}} \bar{v}_{\phi} \lambda = 0. \quad (6)$$

Поделив (6) на $v_{\phi \text{ вх}}$, получим уравнение в безразмерной форме:

$$Q/D^2 v_{\phi \text{ вх}} \cdot (\partial^2 \psi / \partial \bar{z}^2) + Q/D^2 v_{\phi \text{ вх}} \cdot (\partial^2 \bar{\psi} / \partial \bar{r}^2) - Q/D^2 v_{\phi \text{ вх}} \cdot (1/\bar{r}) (\partial \bar{\psi} / \partial \bar{r}) + D \lambda \bar{r} \bar{v}_{\phi} = 0 \quad (7)$$

Это уравнение описывает механически подобные потоки в том случае, если безразмерные комплексы, входящие в качестве коэффициентов, будут одинаковыми, т.е.

$$QD^2 v_{\phi \text{ вх}}^{-1} = \text{idem}, \quad D \lambda \bar{r} \bar{v}_{\phi} = \text{idem}. \quad (8)$$

Безразмерные комплексы (8) являются критериями механического подобия закрученных потоков с переменной напряженностью вихря в геометрически подобных аппаратах.

Скорость входа воздуха в аппараты различных диаметров по данным практики можно принимать одинаковой. В то же время $Q = v_{\text{вх}} A = \gamma D^2 v_{\text{вх}}$, где A - площадь входа воздуха в аппарат; γ - отношение площади входа к квадрату его диаметра. Поэтому первый критерий (8) будет иметь вид $\gamma = \text{idem}$, что выполняется для геометрически подобных аппаратов.

Так как произведения γv_{ϕ} для геометрически подобных аппаратов и подобных течений тоже одинаковы, то второй критерий (8) приобретает вид $\lambda D = \text{idem}$, т.е. напряженность вихря в каждой точке геометрически подобных аппаратов обратно пропорциональна их диаметрам.

Целесообразно по безразмерному уравнению (7) рассчитать безразмерную функцию тока $\psi(\bar{r}, \bar{z})$ с учетом, что

$$(1/r) (\partial \bar{\psi} / \partial \bar{z}) = (D^2/Q) (\partial \phi / r dx) = (D^2/Q) v_r, \quad (1/r) (\partial \bar{\phi} / \partial \bar{r}) = (D^2/Q) (1/r) (\partial \psi / dz) = -(D^2/Q) v_z, \quad (9)$$

и определить значения безразмерных скоростей по формулам:

$$\begin{aligned} \bar{v}_r &= v_r / v_{\text{вх}} = (-Q/D^2 v_{\text{вх}}) (1/\bar{r}) (\partial \bar{\psi} / \partial \bar{z}) = \gamma (1/\bar{r}) (\partial \bar{\psi} / \partial \bar{z}); \\ \bar{v}_z &= v_z / v_{\text{вх}} = - (Q/D^2 v_{\text{вх}}) (1/\bar{r}) (\partial \psi / \partial \bar{r}) = -\gamma (1/\bar{r}) (\partial \bar{\psi} / \partial \bar{r}). \end{aligned} \quad (10)$$

Для расчета функции тока $\bar{\psi}(\bar{r}, \bar{z})$ с учетом, что $Q/(D^2 v_{\text{вх}}) = \gamma$, перепишем уравнение (7) в виде

$$\partial^2 \bar{\psi} / \partial \bar{z}^2 + (\partial^2 \bar{\psi} / \partial \bar{r}^2) - 1/\bar{r} (\partial \bar{\psi} / \partial \bar{r}) + (D\lambda/\gamma) \bar{r} \bar{v}_{\phi} = 0 \quad (11)$$

и полученное уравнение (11) заменим его разностным аналогом, применяя эволюционную и итерационную схему расчета, которая писана в работе [1]. Для этого вместо уравнения (11) рассмотрим уравнение

$$\partial \bar{\psi} / \partial t = \partial^2 \bar{\psi} / \partial \bar{r}^2 + (\partial^2 \bar{\psi} / \partial \bar{r}^2) - 1/\bar{r} (\partial \bar{\psi} / \partial \bar{r}) + (D\lambda/\gamma) \bar{r} \bar{v}_{\phi} \quad (12)$$

при $\partial \bar{\psi} / \partial t \rightarrow 0$. Заменим производные их разностными отношениями по формулам:

$$\partial \bar{\psi} / \partial t = (\bar{\psi} - \bar{\psi}_0) / h_t, \quad \partial \bar{\psi} / \partial \bar{r} = (\bar{\psi}_{k+1} - \bar{\psi}_{k-1}) / 2\bar{h}_r; \quad (13)$$

$$\partial^2 \bar{\psi} / \partial \bar{r}^2 = (\bar{\psi}_{k+1} - 2\bar{\psi}_k + \bar{\psi}_{k-1}) / \bar{h}_r^2, \quad \partial^2 \bar{\psi} / \partial \bar{z}^2 = (\bar{\psi}_{j+1} - 2\bar{\psi}_j + \bar{\psi}_{j-1}) / \bar{h}_z^2, \quad (14)$$

где h_t - шаг по времени; h_r, h_z - безразмерные шаги по оси \bar{r} и по оси \bar{z} соответственно. Подставим выражения производных (13) в исходное уравнение (12) и получим его разностный аналог:

$$[\bar{\psi}(j,k) - \bar{\psi}_0(j,k)] / h_t = [\bar{\psi}_0(j+1,k) - 2\bar{\psi}_0(j,k) + \bar{\psi}_0(j-1,k)] / \bar{h}_r^2 + [\bar{\psi}_0(j,k+1) - 2\bar{\psi}_0(j,k) + \bar{\psi}_0(j,k-1)] / \bar{h}_z^2 - r^{-1} [\bar{\psi}_0(j,k+1) - \bar{\psi}_0(j,k-1)] / (2\bar{h}_r) + D\bar{r}\gamma^{-1} \lambda(j,k) \bar{v}_{\phi}(j,k) = 0,$$

где j - номер узла сеточной области по оси \bar{z} ; k - номер узла по оси \bar{r} ; $\lambda(j,k) \bar{v}_{\phi}(j,k)$ - значения напряженности вихря и безразмерной тангенциальной скорости в узле (j,k) . Разрешим уравнение (14) относительно $\bar{\psi}(j,k)$, учитывая, что $\bar{r} = (k-1)\bar{h}_r$:

$$\begin{aligned} \bar{\psi}(j,k) &= \bar{\psi}_0(j,k) (1 - 2h_r/\bar{h}_z^2 - 2h_r/\bar{h}_r^2) + (h_r/\bar{h}_z^2) [\bar{\psi}_0(j+1,k) - \bar{\psi}_0(j-1,k)] + \\ &+ (h_r/\bar{h}_z^2) [1 - 0,5(k-1)^{-1}] \bar{\psi}_0(j,k+1) + (h_r/\bar{h}_z^2) [1 + 0,5(k-1)^{-1}] \bar{\psi}_0(j,k-1) + \\ &+ \gamma^{-1} D\lambda(j,k) \bar{h}_r \bar{h}_z (k-1) \bar{v}_{\phi}(j,k). \end{aligned} \quad (15)$$

Введя обозначения

$$S_1 = h_1/\bar{h}_2^2, S_2 = h_1/\bar{h}_1^2, S_3 = 1 - 2S_1 - 2S_2, S_4 = \gamma^{-1} Dh_1 \quad (16)$$

и подставив выражения (16) в (15), получим следующую итерационную формулу:

$$\begin{aligned} \bar{\psi}(j,k) = & S_1[\bar{\psi}_0(j+1,k) - \bar{\psi}_0(j-1,k)] + S_2[(1 - 0,5(k-1)^{-1}) \times \\ & \times \bar{\psi}_0(j,k+1) + S_2[1 + 0,6(k-1)^{-1}]] \bar{\psi}_0(j,k-1) + S_3 \bar{\psi}(j,k-1) + \\ & + S_4(k-1) \lambda(j,k) \bar{v}_\varphi(j,k). \end{aligned} \quad (17)$$

По этому уравнению можно рассчитать с наперед заданной точностью функцию тока во внутренних узлах безразмерной сеточной области течения, соответствующей форме меридионального сечения аппарата.

Найдем условие корректировки итерационной формулы (17). Для этого достаточно определить условие корректировки одного уравнения, соответствующего исходному неоднородному (14), т.е.

$$\begin{aligned} [\bar{\psi}(j,k) - \bar{\psi}_0(j,k)]/h_1 = & [\bar{\psi}_0(j+1,k) - 2\bar{\psi}_0(j,k) + \bar{\psi}_0(j-1,k)]/\bar{h}_2^2 + \\ & + [\bar{\psi}_0(j,k+1) - 2\bar{\psi}_0(j,k) + \bar{\psi}_0(j,k-1)]/\bar{h}_1^2 - r^{-1}[\bar{\psi}_0(j,k+1) - \bar{\psi}_0(j,k-1)]/(2\bar{h}). \end{aligned} \quad (18)$$

Представим функции, входящие в уравнение (18), в комплексной форме:

$$\begin{aligned} \bar{\psi}_0(j,k) &= \exp[k_1 \bar{z} + k_2 \bar{r}] + \omega t, \\ \bar{\psi}_0(j+1k) &= \exp\{i[k_1(\bar{z} + \bar{h}_2) + k_2 \bar{r}] + \omega t\}, \\ \bar{\psi}_0(j-1k) &= \exp\{i[k_1(\bar{z} - \bar{h}_2) + k_2 \bar{r}] + \omega t\}, \\ \bar{\psi}_0(j,k+1) &= \exp\{i[k_1 \bar{z} + k_2(\bar{r} + h\bar{r})] + \omega t\}, \\ \bar{\psi}_0(j,k-1) &= \exp\{i[k_1 \bar{z} + k_2(\bar{r} - h\bar{r})] + \omega t\}, \\ \bar{\psi}_0(j,k) &= \exp\{i[k_1 \bar{z} + k_2 \bar{r}] + \omega(t+h_1)\} \end{aligned} \quad (19)$$

и, подставляя выражения (19) в (18), получим:

$$\begin{aligned} \exp\{i(k_1 \bar{z} + k_2 \bar{r}) + \omega t\} / h_1 = & \{ \exp\{i(k_1 \bar{z} + k_2 \bar{r}) + \omega t\} / \bar{h}_2^2 \} [\exp(ik_1 \bar{h}_2) - 2 + \exp(-ik_1 \bar{h}_2)] + \{ \exp\{i(k_1 \bar{z} + \\ & + k_2 \bar{r}) + \omega t\} / \bar{h}_1^2 \} [\exp(ik_2 \bar{h}_1) - 2 + \exp(-ik_2 \bar{h}_1)] + \{ \exp\{i(k_1 \bar{z} + \\ & + k_2 \bar{r}) + \omega t\} / [2(k-1)\bar{h}_1^2] \} [\exp(ik_2 \bar{h}_1) - \exp(-ik_2 \bar{h}_1)]. \end{aligned} \quad (20)$$

Сократив уравнение (20) на $\exp\{i(k_1 \bar{z} + k_2 \bar{r}) + \omega t\}$ и переведя комплексные числа в вадратных скобках из показательной формы в тригонометрическую, с учетом выражений (16) получим:

$$\exp(\omega h_1) = 1 - 4S_1 \sin^2(k_1 \bar{h}_2/2) - 4S_2 \sin^2(k_2 \bar{h}_1/2) + iS_2 \bar{h}_1(\bar{r})^{-1} \sin(k_2 \bar{h}_1). \quad (21)$$

Из (21) видно, что $\exp(\omega h_1)$ являются собственными числами оператора перехода, соответствующего уравнению (20), и, согласно спектральному признаку, итерационная формула (17) будет корректна, если

$$\max_{k_1, k_2} |\exp(\omega h_1)| < 1. \quad (22)$$

Вычислим значение $|\exp(\omega h_i)|^2$, учитывая выражение (16) для S_3 и то, что в узлах сетки $\bar{h}_i/\bar{h} \leq 1$:

$$|\exp(\omega \bar{h}_i)|^2 = [1 - 4S_1 \sin^2(k_1 \bar{h}_z/2) - 4S_2 \sin^2(k_2 \bar{h}_r/2)]^2 + \\ + [S_2 h_i(r_1)^{-1} \sin^2(k_2 h_r)]^2 \leq S_3^2 + 2S_3 [2S_2 \cos(k_1 h_z) + 2S_2 \cos(k_2 h_r)] + \\ + 4S_1^2 \cos^2(r_1 h_z) + 8S_1 S_2 \cos(k_1 h_z) \cos(k_2 h_r) + 4S_2^2 \cos^2(r_2 h_r) + S_2^2 \sin^2(k_2 h_r). \quad (23)$$

После преобразований первой части (23) с учетом того, что $\cos \approx 1 - x^2/2!$, $\cos(k_1 \bar{h}_z) \leq \cosh_1$, $\cos(k_2 \bar{h}_r) \leq \cosh_2$ и при условии $S_3 \geq 0$ получим такую оценку для $|\exp(\omega h_i)|^2$:

$$\max_{k_1, k_2} |\exp(\omega h_i)|^2 \leq 1 + h_i^2 [3,75 + (\bar{h}_i)^2] - 4h_i. \quad (24)$$

С учетом (24) условие корректности (22) принимает вид

$$h_i^2 [3,75 + (\bar{h}_i)^2] - 4h_i \leq 0, \quad (25)$$

или $h_i \{ h_i [3,75 + (\bar{h}_i)^2] - 4 \} \leq 0$. Так как $h_i > 0$, $h_i [3,75 + (\bar{h}_i)^2] - 4 \leq 0$, или

$$h_i \leq 4 / [3,75 + (\bar{h}_i)^2]. \quad (26)$$

Так как $S_3 \geq 0$, получим $1 - 2h_i/\bar{h}_z^2 - 2h_i/\bar{h}_r^2 \geq 0$, откуда

$$h_i \leq [2(\bar{h}_z)^2 + 2(\bar{h}_r)^2]^{-1}. \quad (27)$$

Из (26) и (27) следует, что для корректировки итерационной формулы (17) достаточно взять

$$h_i = \min \{ [2 / [3,75 + (\bar{h}_i)^2]] ; 0,25 [(\bar{h}_z)^2 + (\bar{h}_r)^2]^{-1} \}. \quad (28)$$

Уравнение (17) с учетом (16) при условии (28) является основой численного метода моделирования на ЭВМ течения закрученного потока с переменной напряженностью вихря в заданной области.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- Идельчик И.Б. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Машиностроение, 1975. - 558 с.
- Ярцев В.А., Рожнева В.К. Критерии подобия потоков в центробежных пылеулавливающих аппаратах // Изв. вузов. Горный журнал. - 1984. - №11. - С.37-40.
- Ярцев В.А., Рожнева В.К. Численное моделирование закрученного потока для цилиндрической области // Изв. вузов. Горный журнал. - 1987. - №4. - С.55-60.

Г.Г.Кожушко, Д.Ю.Семенов, Д.А.Ямпольский

Уральский государственный технический университет

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК ПОВРЕЖДЕНИЙ КОНВЕЙЕРНОЙ ЛЕНТЫ (ВТОРАЯ ЗАДАЧА ВИБРОДИАГНОСТИКИ)

Методы вибродиагностики могут составить конкуренцию используемым сегодня методам оценки остаточного ресурса конвейерной ленты [3], таким, как экспертная оценка, накопление статического материала по выходу ленты из строя, использование эмпирических зависимостей накопления повреждений по мере эксплуатации. Этим методам свойственны существенные недостатки: низкая точность и субъективность. Система мониторинга технического состояния конвейерной ленты, основанная на применении методов вибродиагностики, возможно, окажется лишенной вышеуказанных недостатков.

Если определение технических характеристик объекта по его вибрационным параметрам трактовать как решение вибродиагностической задачи, то работа Ларсона [8], посвященная определению модуля Юнга и коэффициента Пуассона по виброхарактеристикам изгибных колебаний балок, может считаться одной из первых работ, выполненных в данной области. Ему удалось показать, в какой мере модуль сдвига влияет на частоты собственных колебаний (ЧСК) балки, и определить, каковы должны быть условия эксперимента для наиболее точного определения искомых параметров. Использовалась теория Тимошенко, т.е. учитывалась инерция поперечного сечения и влияние деформаций сдвига, при этом считается, что каждое сечение балки остается плоским.

За последние годы было разработано несколько методик для определения физических свойств системы [2]. Некоторые из них были применены к конструкции [7], например, определение свойств материала по ЧСК образца. Затрагивались вопросы, как много и каких спектральных данных требуется для однозначного определения свойств балки (площади поперечного сечения и момента инерции). Для этих целей предложено рассматривать три случая закрепления (жесткая заделка/свободный край, жесткая заделка/свободно опертый край, жесткая заделка/скользящая заделка). Градуэлл получил набор неравенств, ограничивающих требуемый набор спектральных данных, по которым можно воссоздать реальную балку.

Любая трещина или локальное повреждение конструкции уменьшает жесткость и увеличивает демпфирование. Уменьшение жесткости ведет к снижению ЧСК и видоизменению форм колебаний. Обычно для обнаружения и определения места возникновения трещины используется одна или несколько вышеуказанных характеристик. Кроме того, относительное изменение ЧСК может использоваться для определения положения повреждения. Адамс и Квей [6] применили метод анализа чувствительности для определения повреждений двумерной конструкции. Рассматривались изгибные формы колебаний пластины, которая была смоделирована в рамках конечно-элементного анализа с допущением, что модуль упругости в месте повреждения равен нулю. Для каждого элемента модели была вычислена чувствительность к размеру повреждения. Результаты анализа хорошо согласуются с экспериментальными данными. Недостатком такого метода является большое количество вычислений, которые требуется провести после измерений.

Определить наличие повреждений по изменению ЧСК не составляет труда, сложнее определить место повреждения. Так как трещины определенной длины в двух разных местах конструкции создают одинаковое изменение ЧСК, в частности при зеркальном расположении относительно оси симметрии, требуется найти другие параметры, которые прямо укажут положение трещины или повреждения. А.К.Пандей [9] удалось найти такой параметр, названный "формой кривизны моды колебаний". Используется различие в формах кривизны поврежденной и

неповрежденной конструкции для определения положения повреждения. В отличие от форм колебаний изменение форм кривизны локализовано в месте повреждения.

Форма кривизны в данном сечении балки:

$$v''=M/(EI) , \quad (1)$$

где M - изгибающий момент в данном сечении; E - модуль упругости; I - момент инерции поперечного сечения.

При появлении трещины или одного повреждения EI конструкции уменьшается в поврежденном сечении. Изменение кривизны локально по природе и, следовательно, может быть использовано для определения положения трещины. Изменение кривизны растет по мере уменьшения EI , следовательно, по амплитуде изменения v'' можно судить об объеме повреждений (1).

Недостатком данного подхода является необходимость большого количества измерений с помощью тензодатчиков, что сильно усложняет реализацию данной методики. В то же время для обнаружения возникновения повреждения по изменению ЧСК достаточно измерения в одной точке конструкции.

Система мониторинга технического состояния конвейерной ленты должна определять вид повреждения и, главное - его размер (с учетом положения повреждения на ленте). Поскольку положение повреждения на ленте оказывает влияние на вибрационные характеристики и, в частности на ЧСК, то это в принципе возможно. ЧСК являются базовой вибрационной характеристикой любого объекта, так как существует однозначная связь между ЧСК и жесткостными характеристиками объекта. При изменении положения повреждения изменяется распределение жесткости и, следовательно ЧСК.

К сожалению, на ЧСК влияют и эксплуатационные параметры конвейера: масса транспортируемого груза, натяжение и скорость движения ленты. Сравнительный анализ степени влияния этих факторов позволил сделать вывод, что для контроля виброхарактеристик больше подходит холостая ветвь ленты конвейера [3]. Кроме того, на ней легче организовать измерения.

При исследованиях влияния повреждений на ЧСК в пакете конечно-элементного анализа ANSYS 5.3 был смоделирован участок конвейерной ленты, равный по длине одному пролету холостой ветви ленты (рис.1).

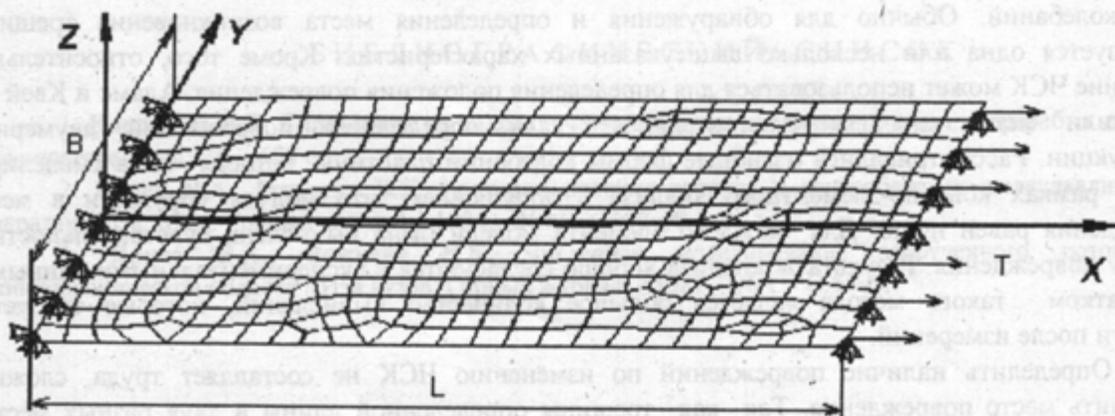


Рис.1. Конечно-элементная модель одного пролета холостой ветви ленты:
B - ширина ленты, 1,2 м; L - длина участка ленты, 2,4 м; T - натяжение ленты, 16 кН

При этом были приняты следующие допущения:
лента рассматривалась как пластина с ортотропными свойствами;
учет изгибной жесткости многослойного пакета резинотканевой ленты выполнен корректировкой толщины ленты из условия эквивалентности изгибной жесткости модели и натуре;

считалось, что распределение натяжения по ширине ленты равномерное;

демпфирование колебаний и эффект геометрической и физической нелинейности не учитывались.

Лента моделировалась с помощью конечного элемента - оболочки [10], геометрия которого определяется восемью узлами (рис.2). Элемент имеет 6 степеней свободы в каждом узле; перемещения по осям x, y и z локальной системы координат, вращения вокруг осей x, y и z . Элемент имеет возможности учета эффекта увеличения жесткости при задании начального поля деформаций (stress stiffening), пластичности, а также может использоваться при решении задач с большими деформациями и большими напряжениями. Его применение основано на следующих допущениях:

нормали к поверхности остаются прямыми после деформации, но не обязательно сохраняют прямой угол с поверхностью (модель Тимошенко);

каждая точка интегрирования (в направлении нормали к поверхности элемента) имеет одну и ту же ориентацию элемента (материала);

для исключения численной неустойчивости в направлении вращения вокруг нормали к поверхности элемента вводится небольшая искусственная жесткость;

элемент не генерирует полную (согласованную) матрицу массы, она доступна только в виде матрицы сосредоточенных масс (lumped mass matrix).

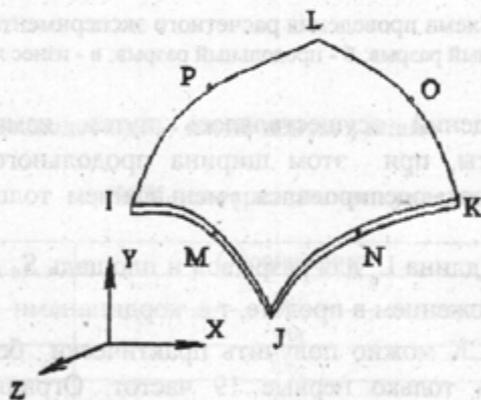


Рис.2. Конечный элемент оболочки

Для облегчения создания моделей поврежденной ленты применялись нерегулярные сетки элементов (см.рис.1.).

Поскольку энергия колебаний может передаваться в соседние пролеты [4], то в граничные условия введено запрещение вращения крайних узлов модели относительно оси Y (см.рис.1). Модель предварительно нагружается равномерно распределенной по ширине ленты нагрузкой. Расчет ЧСК производится в два этапа: статический расчет предварительно растянутой ленты (для получения приведенной матрицы жесткости и перемещений узлов) и модальный анализ (расчет собственных колебаний методом итераций в подпространстве [1]).

Характер износа лент зависит от крупности и абразивности транспортируемого материала, а также длины конвейера [5]. На конвейерах большой длины износ обкладок проявляется меньше, но преобладает разрушение бортов от схода ленты. При транспортировании средне- и мелкодробленого материала происходит истирание обкладки в средней по ширине части ленты.

На конвейерах, транспортирующих крупную руду, наблюдаются пробои ленты, срыв участков рабочей обкладки и оголение прокладок тканевого каркаса.

Для анализа были выбраны 3 вида дефектов (рис.3): поперечный разрыв; продольный разрыв; износ.

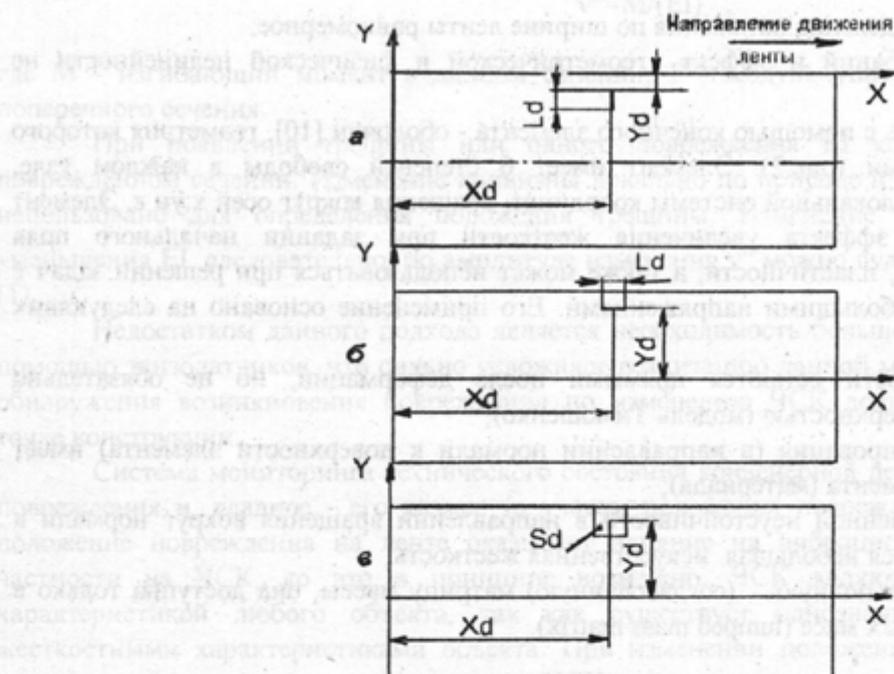


Рис.3. Схема проведения расчетного эксперимента: а - поперечный разрыв; б - продольный разрыв; в - износ ленты

Моделирование повреждений осуществлялось путем изменения геометрии модели неповрежденного участка ленты, при этом ширина продольного и поперечного разрывов полагалась равной 2 мм, а износ моделировался уменьшением толщины ленты в два раза на некоторой площади.

Кроме степени развития (длина L_d для разрывов и площадь S_d для износа), каждый дефект может быть охарактеризован положением в пролете, т.е. координатами X_d и Y_d .

В результате расчета ЧСК можно получить практически бесконечный набор частот, в данном случае рассматривались только первые 19 частот. Ограничение таким количеством позволяет учесть продольные формы колебаний с первой по третью (рис.4), поперечные - с первой по шестую, их комбинации, а также первую форму колебаний участка ленты в плане (рис.5). ЧСК для неповрежденного участка ленты приведены в таблице.

ЧСК, как было уже сказано, при появлении повреждений будут изменяться. Чтобы охарактеризовать изменение рассматриваемого набора частот, был введен показатель интенсивности их изменения:

$$\Delta F(t) = \sum_{i=1}^n |(\omega_i(t)/\omega_i^0) - 1|, \quad (2)$$

где n - число рассматриваемых гармоник; i - порядковый номер гармоники; $\omega_i(t)$ - частота i -й гармоники поврежденной ленты; ω_i^0 - частота i -й гармоники неповрежденной ленты.

При бесконечно малом повреждении $\Delta F(t)$ стремится к нулю, а при большом - к бесконечности (2). По мере движения ленты конвейера положение повреждения в пролете будет изменяться, что оказывает влияние на ΔF . Рассмотрим, как это происходит на примере продольного разрыва (рис.6).

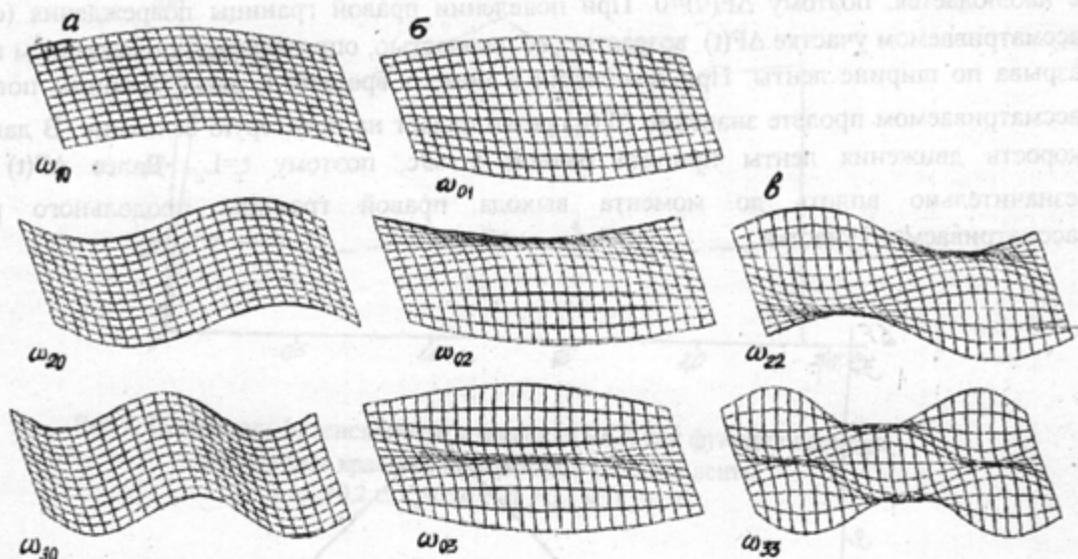
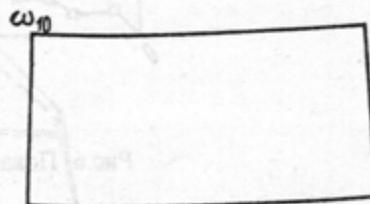


Рис.4. Формы и обозначения частот собственных колебаний участка ленты (для простоты восприятия конечно-элементная сетка сделана регулярной): а - первые три формы колебаний вдоль пролета; б - первые три формы колебаний поперек пролета; в - смешанные (комбинированные) формы

Рис.5. Форма собственных колебаний - изгиб ленты в плане



ЧСК неповрежденного участка ленты

Порядковый номер	Обозначение	Значения, Гц
1	ω_{10}	10,65
2	ω_{01}	10,70
3	ω_{02}	11,18
4	ω_{03}	14,19
5	ω_{04}	21,41
6	ω_{20}	21,64
7	ω_{21}	21,87
8	ω_{22}	22,42
9	ω_{23}	24,66
10	ω_{24}	30,32
11	ω_{05}	32,18
12	ω_{30}	32,55
13	ω_{31}	33,09
14	ω_{32}	33,59
15	ω_{33}	35,62
16	ω_{25}	35,93
17	ω_{34}	39,74
18	ω_{06}	40,14
19	ω_b	43,09

Пусть влияние наличия повреждения в пролете, соседнем рассматриваемому, пренебрежимо мало. Тогда в момент времени $t=0$ на рассматриваемом участке ленты повреждение не наблюдается, поэтому $\Delta F(0)=0$. При появлении правой границы повреждения (см.рис.3) на рассматриваемом участке $\Delta F(t)$ возрастает со скоростью, определяемой положением продольного разрыва по ширине ленты. При появлении в момент времени t_1 левой границы повреждения в рассматриваемом пролете значение $\Delta F(t_1)$ резко падает на некоторую величину. В данном случае скорость движения ленты принята равной 1 м/с, поэтому $t_1=L_d$. Далее $\Delta F(t)$ изменяется незначительно вплоть до момента выхода правой границы продольного разрыва из рассматриваемого участка.

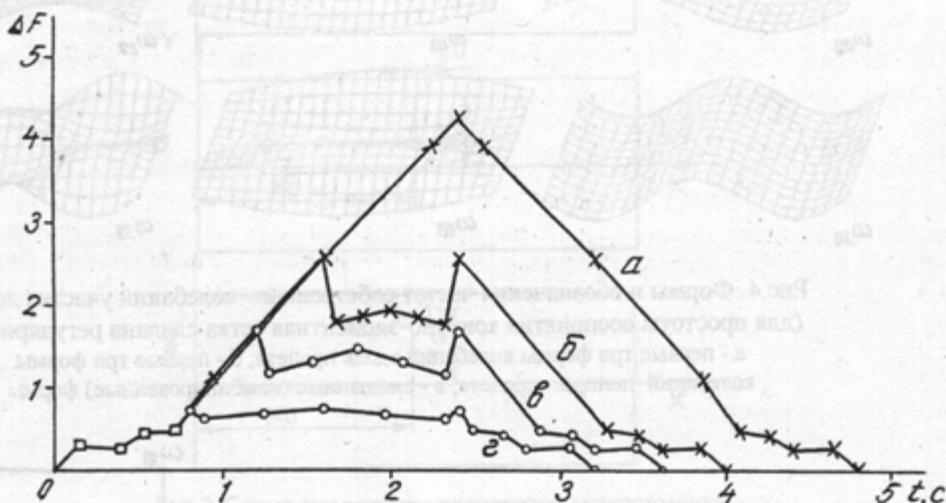


Рис.6. Показатель интенсивности изменения ЧСК как функция времени для случая продольного разрыва ленты:
 а - $L_d=2,4$ м, $Y_d=0,45$ м, б - $L_d=1,6$ м, $Y_d=0,45$ м, в - $L_d=1,2$ м, $Y_d=0,45$ м,
 г - $L_d=0,8$ м, $Y_d=0,45$ м

Таким образом, по приведенным зависимостям можно определить все три характеристики повреждения: тип, размер, положение в пролете. Тип повреждения определяется по виду зависимости $\Delta F(t)$, которая уникальна для каждого типа повреждения (рис.7,8 и 9). Размер повреждения можно определить по моменту времени t_1 , положение повреждения по ширине ленты - по углу α . Положение повреждения по длине ленты известно, поскольку отслеживается время, а $\Delta F(t)$ отклоняется от 0 только при появлении повреждения на рассматриваемом участке.

В случае поперечного разрыва следует рассмотреть два вида разрыва, для которых характер $\Delta F(t)$ резко отличается. Первый случай - "краевой" разрыв (см.рис.7). Для этого случая говорить об определении положения повреждения по ширине ленты нет смысла, поскольку его положение по ширине ленты определяется типом повреждения. Остальные характеристики определяются по аналогии со случаем продольного разрыва.

Если поперечный разрыв не является краевым (см.рис.8), положение разрыва по ширине ленты сказывается слабо. Очевидно, что его влияние можно свести к минимуму, проводя оценку размеров повреждения по уровню $\Delta F(t)$ при $t \rightarrow 0$. Остальные характеристики определяются по аналогии с продольным разрывом.

В случае локального износа участка ленты размер повреждения (площадь) характеризуется максимумом $\Delta F(t)$. Ширина местного износа, как и координата по ширине ленты, не определялась. При одной и той же длине изношенного участка (см.рис.9) изменение ширины приводит к изменению площади. Длина изношенного участка, как и координата по длине

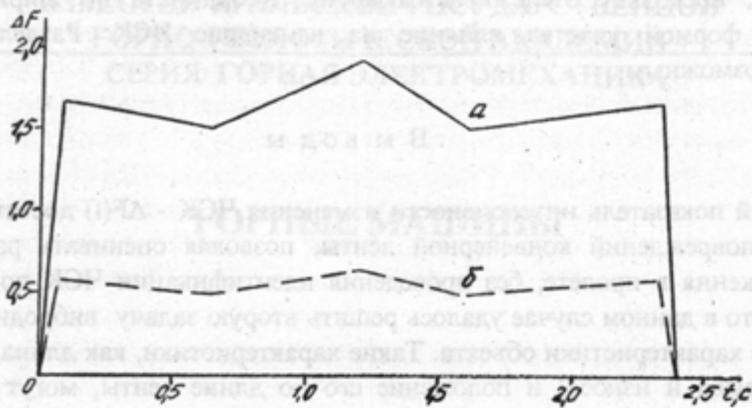


Рис. 7. Показатель интенсивности изменения ЧСК как функция времени для случаев краевого поперечного разрыва ленты:
 а - $L_d=0,2$ м, $Y_d=0$ м; б - $L_d=0,1$ м, $Y_d=0$ м

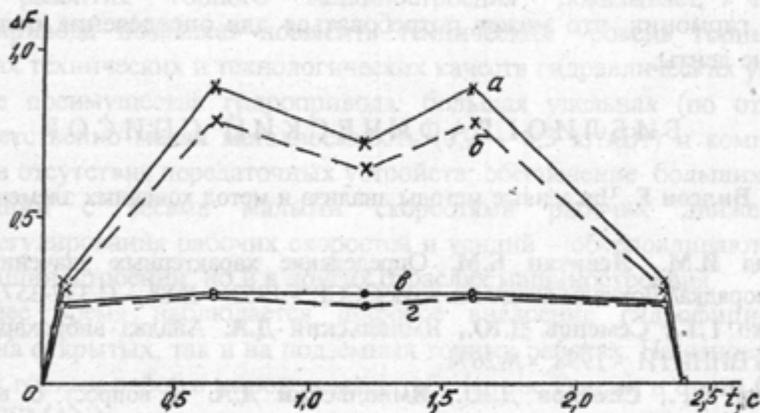


Рис. 8. Показатель интенсивности изменения ЧСК как функция времени для случаев не краевого поперечного разрыва ленты:
 а - $L_d=0,2$ м, $Y_d=0,5$ м; б - $L_d=0,2$ м, $Y_d=0,15$ м; в - $L_d=0,1$ м, $Y_d=0,5$ м;
 г - $L_d=0,1$ м, $Y_d=0,15$ м

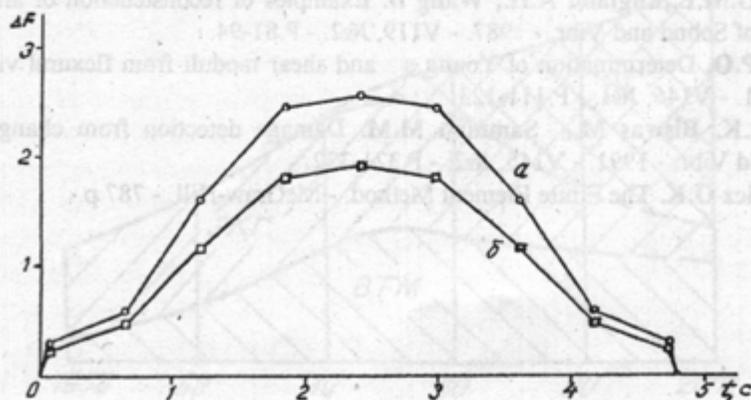


Рис. 9. Показатель интенсивности изменения ЧСК как функция времени для случая локального износа ленты:
 а - $S_d=2,9$ м, $Y_d=0$ м; б - $S_d=1,4$ м, $Y_d=0$ м

ленты, известны, поскольку отслеживается время. Координата по ширине ленты оказывает сопоставимое с формой участка влияние на изменение ЧСК. Разделить их влияние не представляется возможным.

В ы в о д ы

Введенный показатель интенсивности изменения ЧСК - $\Delta F(t)$ достаточно полно отражает характеристики повреждений конвейерной ленты, позволяя оценивать размер повреждения с учетом его положения в пролете, без проведения идентификации ЧСК по их формам. То есть можно считать, что в данном случае удалось решить вторую задачу вибродиагностики, используя только частотные характеристики объекта. Такие характеристики, как длина повреждения (случаи продольного разрыва и износа) и положение его по длине ленты, могут быть определены по показателю $\Delta F(t)$ без дополнительных расчетов. Для определения остальных характеристик в общем случае требуется проведение регрессионного моделирования.

Решение второй задачи вибродиагностики стало возможным благодаря особенностям конструкции ленточного конвейера. Очевидно, что в рассмотренной формулировке данная задача может быть решена для любых объектов, движущихся по опорам.

Точность проводимых оценок может быть повышена путем увеличения числа рассматриваемых гармоник, что может потребоваться для определения положения поперечного разрыва по ширине ленты.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бате К., Вилсон Е. Численные методы анализа и метод конечных элементов. - М.: Стройиздат, 1982. - 448 с.
2. Гелфанд И.М., Левитан Б.М. Определение характерных значений дифференциального оператора второго порядка//Доклады Академии наук СССР. - 1953. - №88. - С.337-357.
3. Кожушко Г.Г., Семенов Д.Ю., Ямпольский Д.А. Анализ виброхарактеристик ленточных конвейеров. - Деп. в ВИНТИ. - 1998. - №2671.
4. Кожушко Г.Г., Семенов Д.Ю., Ямпольский Д.А. К вопросу о вибродиагностировании ленточных конвейеров и выбору его оптимальных эксплуатационных параметров. - Деп. в ВИНТИ. - 1998. - №2672.
5. Лепетов В.А., Юрцев Л.Н. Расчеты и конструирование резиновых изделий. - 3-е изд., перераб. и доп. - Л.: Химия, 1987. - 408 с.
6. Cawley P., Adams R.D. The location of defects in structures from measurements of natural frequencies//J. of Strain Analysis. - 1979. - V14, №2. - P.9-57.
7. Gladwell G.M.L., England A.H., Wang D. Examples of reconstruction of an Euler-Bernoulli beam from spectral data //J. of Sound and Vibr. - 1987. - V119, №2. - P.81-94.
8. Larsson P.O. Determination of Young's and shear moduli from flexural vibration of beams//J. of Sound and Vibr. - 1991. - V146, №1. - P.111-123.
9. Pandey A.K. Biswas M., Samman M.M. Damage detection from changes in curvature mode shapes//J. of Sound and Vibr. - 1991. - V145, №2. - P.321-332.
10. Zienkiewicz O.K. The Finite Element Method. - McGraw-Hill. - 787 p.

ГОРНЫЕ МАШИНЫ

УДК 622.3.002: 614

А.П. Комиссаров, Н.М. Сулов

ГИДРОФИКАЦИЯ ОБОРУДОВАНИЯ – РЕЗЕРВ ПОВЫШЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО УРОВНЯ ГОРНЫХ МАШИН

Практика развития горного машиностроения показывает, что использование гидравлического привода позволяет повысить технический уровень горных машин за счет реализации высоких технических и технологических качеств гидравлических устройств.

Важнейшие преимущества гидропривода: большая удельная (по отношению к массе) мощность и соответственно малая металлоемкость (0,2 – 0,3 кг/кВт) и компактность; простота передачи энергии и отсутствие передаточных устройств; обеспечение больших усилий на рабочем органе в сочетании с весьма малыми скоростями рабочих движений; возможность автоматического регулирования рабочих скоростей и усилий – обуславливают применение его не только в горном машиностроении, но и в других отраслях машиностроения.

В настоящее время наблюдается широкое внедрение гидрофицированного горного оборудования как на открытых, так и на подземных горных работах. На основании анализа опыта развития открытых горных работ в мировом масштабе (кроме России и стран СНГ) сотрудниками концерна MANNESMANN выявлена динамика использования основного технологического оборудования: выемочно-транспортующих машин (ВТМ), карьерных экскаваторов (ЭКГ) и гидравлических карьерных экскаваторов (ЭГ) (рис. 1). В целом, по мнению специалистов концерна, использование гидравлических экскаваторов непрерывно будет возрастать.

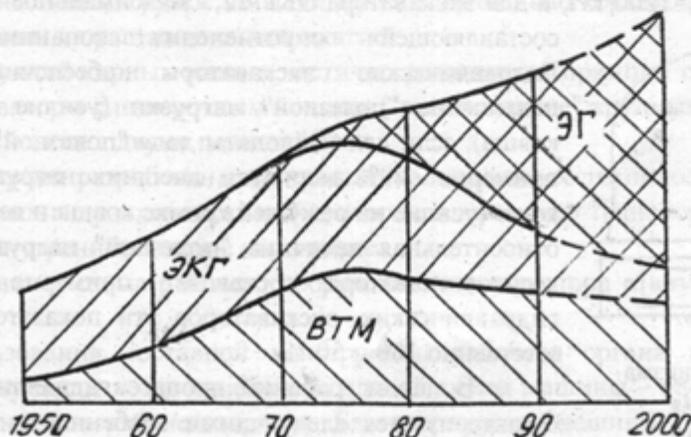


Рис. 1. Динамика использования технологического оборудования

В статье излагаются примеры использования гидропривода в горных машинах и рассматриваются достигаемые технологические преимущества.

Эффективность использования гидропривода в наибольшей степени проявляются в горных машинах большой единичной мощности: экскаваторах, буровых станках и т. д.

В мощных шагающих экскаваторах, масса которых превышает 10000 т, только применение гидропривода и гидростатического подшипника позволяет обеспечить работоспособность конструкции и, в частности работоспособность наиболее нагруженного механизма – механизма перемещения. В настоящее время эксплуатируются более 230 шагающих экскаваторов отечественного производства, имеющих гидрофицированное ходовое оборудование. Шагающий ходовой механизм с гидроприводом характеризуется простотой и надежностью в эксплуатации, плавностью рабочего процесса. Последнее обстоятельство особенно важно для машин с большой массой, к которым относятся экскаваторы – драглайны, где большие динамические нагрузки недопустимы, так как могут привести к непоправимым последствиям. Кроме того, машины с шагающим ходом обладают высокой маневренностью, гидравлический привод обеспечивает регулировку траектории движения экскаватора, что приобретает первостепенное значение при передвижении по грунтам с низкой несущей способностью. Применение гидропривода позволяет также упростить конструкцию механизма перемещения. Мощные экскаваторы имеют трехопорный, а сверхмощные (при массе более 10000 т) – четырехопорный шагающий ход. При этом трехопорные механизмы оснащены двумя подъемными и двумя тяговыми гидроцилиндрами, а четырехопорные механизмы имеют четыре подъемных и два тяговых цилиндра. Разработаны технические решения по конструктивным схемам шагающего хода с сокращенным числом гидроцилиндров (для трехопорных механизмов общее число гидроцилиндров может быть доведено до одного, а в четырехопорных – установить один подъемный гидроцилиндр), (рис. 2). Здесь, наряду с упрощением кинематической схемы механизма шагания, существенно сокращается число гидроаппаратов системы управления гидроприводом, упрощается управление машиной при ее перемещении, уменьшаются потери гидравлической энергии, снижаются металлоемкость механизма шагания и машины в целом.

Одним из главных направлений технического прогресса в горном машиностроении является снижение металлоемкости машин и оборудования. Как известно, перевод горных машин на гидропривод обеспечивает существенное снижение металлоемкости. Так, например, карьерные гидравлические экскаваторы по сравнению с мехлопатами имеют в 2-3 раза меньшую массу при одинаковой вместимости ковша. Достижение больших усилий на ковше обеспечивается за счет реализации пологих траекторий движения режущей кромки ковша при наличии трех степеней подвижности у механизма рабочего оборудования. При горизонтальной траектории движения зубьев ковша величина максимального усилия на ковше ограничивается силой сцепления опорной базы экскаватора с грунтом. Так, для экскаватора ЭГ-12 максимальное усилие внедрения ковша в породу составляет $P_{вн}=1200$ кН, а для экскаватора ЭКГ-12,5 максимальное значение касательной

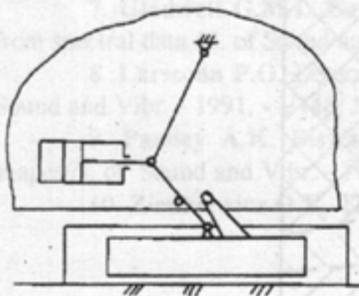


Рис. 2. Схема механизма шагания с двумя гидроцилиндрами

составляющей сопротивления копанию $P_{01}=250$ кН. Гидравлические экскаваторы обеспечивают существенное повышение "полезной" нагрузки (усилие на режущей кромке ковша): если для мехлопаты доля "полезной" нагрузки составляет примерно 40% величины внешних нагрузок, действующих на ковш (усилие на режущей кромке ковша и вес ковша с породой), а относительная величина "полезной" нагрузки по отношению к весу экскаватора составляет примерно 5-10 %, то для гидравлических экскаваторов эти показатели составляют соответственно 100 и 50 %.

В целом рабочий процесс гидравлических экскаваторов характеризуется следующими особенностями по сравнению с канатными мехлопатами:

большая маневренность рабочего органа;

способность селективно разрабатывать забой, возможность экскаватора реализовать максимальное напорное усилие по всей рабочей зоне, в частности при максимальных вылете и высоте ковша и при низком забое;

уменьшение минимального и увеличение максимального радиуса копания, что дает возможность уменьшить количество передвижек экскаватора и лучше зачищать подошву забоя;

повышенная надежность и ремонтпригодность за счет широкого использования стандартных деталей и узлов;

снижаются требования к качеству подготовки взорванной массы и расходы на взрывные работы; карьерные гидравлические экскаваторы эффективно работают в породах с коэффициентом крепости до 8*;

гидравлический экскаватор легко переоборудовать из прямой лопаты в обратную или выполнить с универсальным рабочим оборудованием;

гибкость и мобильность гидравлических экскаваторов ввиду их относительно малой массы, способность работать при крутых уклонах и на мягких породах.

В конечном счете гидравлические экскаваторы отличаются высокими технико-экономическими показателями.

С ростом единичной мощности экскавационного оборудования все большую актуальность приобретают вопросы совершенствования конструктивных схем машин и, главным образом конструкций рабочего оборудования, непосредственно увязанные с выбором принципа работы машин.

Наиболее наглядно взаимосвязи между характером рабочего процесса и конструктивной схемой машины видны на примере карьерных экскаваторов. Так, переход с послыоного черпания (мехлопаты) на операцию внедрения ковша в горный массив или развал горной массы позволил получить существенный рост технико-экономических показателей в гидравлических карьерных экскаваторах. Однако, как показывает опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов, в ряде случаев эффективность использования машин остается низкой. Так, при совместной работе гидроцилиндров (поступательное движение ковша) часть гидроцилиндров ввиду наличия кинематических связей между звеньями механизма рабочего оборудования работает в режиме насоса, что обуславливает рост энергозатрат на выполнение рабочих операций. При крутонаклонных траекториях движения режущей кромки рабочего органа (верхнее черпание и разборка забоя) на экскаватор будет действовать большой опрокидывающий момент, что обуславливает снижение рабочих нагрузок и, в конечном счете, производительности экскаватора.

Кардинальное решение проблемы повышения технического уровня горных машин может быть достигнуто за счет изменения силовой схемы машины. Как известно, силовая схема является рациональной, если внешние нагрузки замыкаются на минимально коротком участке элементами, работающими в основном на растяжение или сжатие.

В ряде конструкций горных машин частично реализуется принцип силового замыкания – гидравлические экскаваторы с поворотным ковшом ("выламывание" крупных кусков), грейферы и комбайны бурового действия с двумя планшайбами.

В настоящее время разработан ряд принципиально новых технических предложений по конструкциям карьерных гидравлических экскаваторов и выемочно-транспортирующих машин, в которых реализуется внутреннее силовое замыкание.

На рис. 3 показана схема рабочего оборудования экскаватора с внутренним замыканием внешних нагрузок.

Ввиду использования составной конструкции рабочего органа и непосредственного подвода энергии к нему достигается изменение силовой схемы машины – внешние нагрузки замыкаются в пределах размеров рабочего органа. Благодаря уравниванию внешних нагрузок, действующих на рабочий орган, обеспечивается снижение нагруженности рабочего оборудования и увеличение его размеров. Кроме того, при использовании рабочих органов с внутренним сило-

* Аннстратов Ю.И. Оценка эффективности безвзрывных технологий разработки крепких горных пород на карьерах//Горный журнал. - 1997. - № 10. - С. 37-39.

вым замыканием достигается существенное увеличение удельных нагрузок на режущей кромке, что позволит повысить эффективность экскавации крепких пород. В предлагаемых конструкциях рабочего оборудования за счет интенсивного уплотнения породы в рабочем органе достигается также повышение коэффициента экскавации и, соответственно, производительности экскаватора.

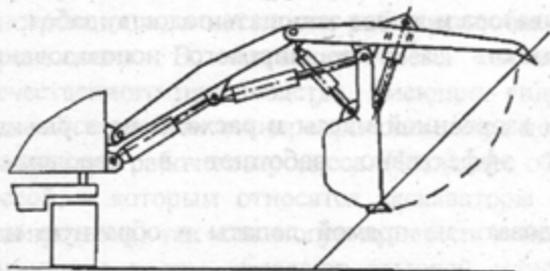


Рис. 3. Схема рабочего оборудования с внутренним замыканием рабочих нагрузок (патент № 1749390)

Так, гидравлический перфоратор при равных размерах и массе по сравнению с пневматическим позволяет подвести к буровому инструменту в 2-3 раза большую мощность и в 1,5-2 раза повысить производительность бурения.

В целом, гидрофицированные бурильные установки и гидравлические буровые станки имеют следующие преимущества по сравнению с электромеханическими машинами:

обеспечивается уменьшение габаритов буровых машин и соответственно сечения выработки, что приводит к повышению темпов работ; возможность создания сверхмалогогабаритных установок (шириной до 0,8 м), позволяющих механизировать процесс бурения при отработке тонкожилых месторождений;

создание на основе блочной компоновки многоцелевых установок с различным набором устанавливаемого оборудования – бурового, погрузочного и др., что позволит сократить потребности предприятия в оборудовании одноцелевого назначения и в конечном счете уменьшить используемый парк машин;

возможность создания автоматизированных станков-роботов.

В целом низкие энергетические затраты и высокая скорость бурения позволяют гидравлическим буровым машинам успешно конкурировать с лучшими моделями альтернативного бурового оборудования.

Широкое применение в горном деле получили мощные гидроударники (гидромолоты) с энергией удара порядка 10 кДж. Они используются для дробления негабаритов, а также для проведения горных выработок в скальных породах. Так, например, гидроударник S86 фирмы RAMMER, установленный на стреле экскаватора, используется при проходке выработок сечения до 100 м². Сменная производительность установки составляет 500 м³.

Приведенные примеры не исчерпывают весь спектр использования гидрофицированного оборудования в горном деле, но позволяют оценить возможности роста технических и эксплуатационных качеств горных машин.

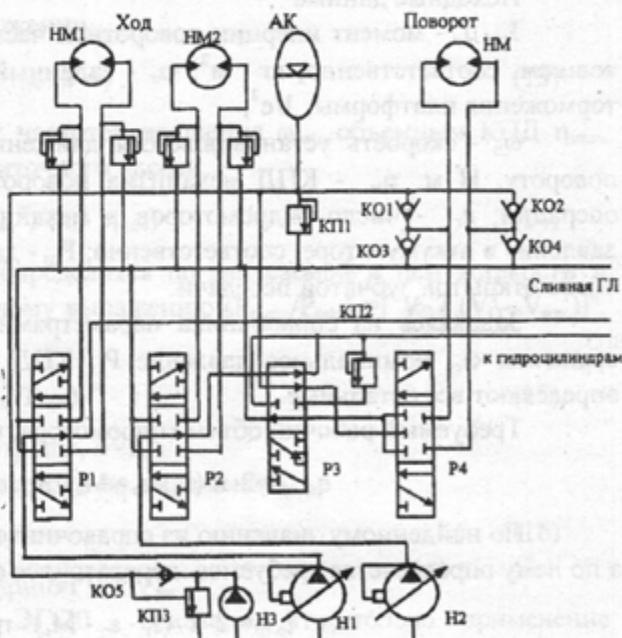
К ВОПРОСУ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРИВОДА ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ЭКСКАВАТОРА

Гидравлические экскаваторы позволяют решать задачи снижения металлоемкости горных машин, повышения производительности труда, но, как показали исследования, проведенные лабораторией горных машин УЗТМ, полностью гидрофицированные экскаваторы с традиционным приводом насосы-гидродвигатели затрачивают больше энергии на экскавацию горной массы по сравнению с канатными. Одной из основных причин, приводящих к этому, является то, что гидропривод, в отличие от электропривода, не обеспечивает рекуперацию энергии при торможении поворотной платформы и опускании рабочего оборудования. Торможение платформы и рабочего оборудования происходит при дросселировании рабочей жидкости, при этом осуществляется переход кинетической и потенциальной энергий в тепловую и рассеивание последней, что приводит к увеличению энергозатрат. Поэтому совершенствование гидроприводов экскаваторов является весьма важной и актуальной задачей и одним из направлений ее решения предлагается применять схемы гидроприводов с гидропневмоаккумуляторами.

На кафедре горных машин Уральской государственной горно-геологической академии совместно с ОАО «Уралмаш» проводятся работы по совершенствованию схем гидроприводов с гидропневмоаккумуляторами и создаются методики расчета их параметров.

Одна из наиболее перспективных схем привода показана на рисунке* (показана только часть схемы без гидроцилиндров рабочего оборудования).

Привод работает следующим образом. При разгоне платформы распределитель P3 переключается в верхнее положение, P4 - в верхнее или нижнее (в зависимости от направления поворота). Жидкость из заряженного аккумулятора АК через эти распределители будет подаваться к гидромотору поворота НМ, и начнется разгон платформы, сливается жидкость от НМ в сливную линию через P4, P3. После разгона платформы до заданной скорости система управления обеспечивает переключение P3 в нижнее положение, при этом аккумулятор отключится, а насос Н2 будет подавать жидкость через P2, P3 и P4 к гидромотору НМ, а от него будет подаваться далее гидроцилиндрам рабочего оборудования. Перевод на режим установившейся скорости может быть выполнен при любой скорости. Для обеспечения поворота платформы гидромотору НМ потребуется сравнительно небольшой перепад давлений, поэтому развиваемого насосом Н2 давления будет достаточно для совершения поворота платформы и перемещения рабочего оборудования гидроцилиндрами, которые подключаются последовательно к гидромотору поворота.



Принципиальная схема гидропривода:

Н1, Н2 — основные насосы; НЗ — подпиточный насос; АК — гидроаккумулятор; НМ — насос-мотор привода поворота; P1-P4 — гидрораспределители; КО1-КО5 — обратные клапаны; КП1-КП3 — переливные клапаны

*А.с. SU 1331971 A1. Гидравлический привод землеройной машины/Свердл. горн. ин-т им. В.В.Вахрушева и ПО «Уралмаш»; Авт. изобрет Л.С.Скобелев, Л.П.Прахов, В.С.Шестаков.—Опубл. в Б.И., 1987, N 31; E 02 F 9/22.

При торможении платформы распределитель РЗ остается в нижнем положении, Р4 переключается в среднее, гидромотор поворота НМ переходит в насосный режим, потребляет жидкость через обратный клапан КО3 (КО4) и подает ее через КО1 (КО2) в аккумулятор АК, заряжая его. При этом на платформу будет действовать тормозной момент и платформа постепенно остановится. При торможении платформы за счет потерь на трение в аккумулятор поступит меньший объем жидкости, чем расходуется при разгоне. Недостающий объем жидкости восполняется подпиточным насосом НЗ, который работает в течение всего времени цикла, поэтому его производительность и мощность будут сравнительно небольшими.

Таким образом, представленная схема обеспечивает:

запасание энергии в аккумуляторе при торможении платформы и использование ее для разгона платформы;

регулирование установившейся скорости поворота;

использование для установившегося движения имеющегося насоса практически без ухудшения работы гидроцилиндров рабочего оборудования.

Перемещение экскаватора обеспечивается гидромоторами НМ1, НМ2, управляемыми распределителями Р1, Р2.

Методика расчета параметров механизма поворота

Исходные данные :

J_r, J_n - момент инерции поворотной части экскаватора с груженым ковшом и порожним ковшом, соответственно, $кг \cdot м^2$; φ_0 - заданный угол поворота платформы, рад; ε_r - ускорение торможения платформы, $1/с^2$;

ω_n - скорость установившегося движения платформы, $1/с$; M_c - момент сопротивления повороту, Н м; η_m - КПД механизма поворота; $t_{пр}$ - длительность погрузочно-разгрузочных операций; n_r - число гидромоторов в механизме; P_{max}, P_{min} - максимальное и минимальное давление в аккумуляторе, соответственно; $P_{сл}$ - давление в сливной гидролинии; I_3 - передаточное число открытой зубчатой передачи.

Задаваясь из справочника параметрами гидромоторов и насосов, такими, как частота вращения ω_r , номинальное давление P_r , КПД гидромотора механический $\eta_{гм}$ и объемный $\eta_{гв}$, определяют все остальные.

Требуемый рабочий объем гидромотора, $м^3/об$:

$$q_{м\text{тр}} = 2 \cdot \pi (J_r \cdot \varepsilon_r - M_c) \cdot \eta_m \cdot \omega_n / (n_r \cdot P_r \cdot \omega_r) \quad (1)$$

По найденному значению из справочников выбирается гидромотор с рабочим объемом q_m , а по нему определяется требуемое передаточное отношение редуктора:

$$I_{р\text{тр}} = 2 \cdot \pi (J_r \cdot \varepsilon_r - M_c) \cdot \eta_m / (n_r \cdot P_r \cdot q_m \cdot I_3) \quad (2)$$

По найденному значению передаточного числа принимают ближайшее стандартное значение I_p .

Потребление жидкости гидромоторами при установившемся движении

$$Q_m = q_m \cdot \omega_n \cdot n_r \cdot I_p / 2 \cdot \pi \cdot \eta_{гв} \quad (3)$$

Перепад давлений на гидромоторах поворота при установившемся движении

$$\Delta P = 2 \cdot \pi \cdot M_c / q_m \cdot n_r \cdot I_p \quad (4)$$

Время разгона платформы до установившейся скорости с груженым (порожним) ковшом

$$t_p^{r(n)} = 2 \cdot \pi J_{r(n)} \cdot \omega_n / \{ [0,5 \cdot (P_{max} + P_{min}) - P_{сл}] \cdot q_m \cdot n_r \cdot \eta_m \cdot \eta_{гм} - M_c \} \quad (5)$$

Угол поворота платформы при разгоне

$$\varphi_p^{r(n)} = t_p^{r(n)} \cdot \omega_n / 2 \quad (6)$$

Время торможения платформы с груженым (порожним) ковшом

$$t_r^{r(n)} = 2 \pi J_{r(n)} \cdot \omega_n / \{ [0,5 \cdot (P_{\max} + P_{\min}) - P_{сн}] \cdot q_m \cdot n_r / \eta_M / \eta_{ГМ} + M_c \}. \quad (7)$$

Угол поворота платформы при торможении

$$\varphi_r^{r(n)} = t_r^{r(n)} \cdot \omega_n / 2. \quad (8)$$

Угол поворота платформы при установившейся скорости

$$\varphi_y^{r(n)} = \varphi_0 - \varphi_p^{r(n)} - \varphi_r^{r(n)}. \quad (9)$$

Время поворота платформы с установившейся скоростью

$$t_y^{r(n)} = \varphi_y^{r(n)} / \omega_n. \quad (10)$$

Время цикла экскавации

$$t_{ц} = t_p^r + t_y^r + t_r^r + t_p^n + t_y^n + t_r^n + t_{пр}. \quad (11)$$

Рабочий объем подпиточного насоса, используемый для восполнения потерь энергии в гидроаккумуляторе, определяется по разности между объемом жидкости, расходуемой из аккумулятора при разгоне платформы и поступающей в него при торможении при условии, что восполнение потерь происходит за все время цикла.

Расход жидкости из аккумулятора при разгоне

$$V_{жр}^{r(n)} = q_m \cdot \varphi_p^{r(n)} \cdot I_p \cdot I_3 / 2 \cdot \pi \cdot \varphi_{rv}. \quad (12)$$

Подача жидкости в аккумулятор при торможении

$$V_{жт}^{r(n)} = q_m \cdot \varphi_r^{r(n)} \cdot I_p \cdot I_3 \cdot \eta_{rv} / 2 \cdot \pi. \quad (13)$$

Задаваясь справочными данными насосов: частотой вращения $\omega_{нп}$, объемным КПД $\eta_{нпв}$, можно определить требуемый рабочий объем подпиточного насоса:

$$q_{нп} = 2 \cdot \pi \cdot (V_{жрг} + V_{жр}^n - V_{жт}^r - V_{жт}^n) / (t_{ц} \cdot \eta_{нпв}). \quad (14)$$

Требуемый рабочий объем аккумулятора определится по запасаемой в нем жидкости и заданному пределу изменения давления по известному выражению $(P_{\max} / P_{\min}) = [V_0 / (V_0 - V_{жр}^r)]^n$, откуда

$$V_0 = V_{жр} \cdot (P_{\max} / P_{\min})^{1/n} / [(P_{\max} / P_{\min})^{1/n} - 1], \quad (15)$$

где V_0 - объем газовой полости; n - показатель политропы, $n=1,4$.

Конструктивный объем аккумулятора определится по выражению

$$V_k = V_0 + V_{жр}, \quad (16)$$

где $V_{жр}$ - резервный объем жидкости, может быть принят $0,1 V_{жр}^r$.

Проведенные расчеты для экскаватора ЭГ-20 показали, что только применение гидроаккумуляторного привода для механизма поворота обеспечивает снижение суммарной мощности сетевых двигателей на 300 кВт (почти на 25% от проектной при использовании для поворота привода постоянного тока). Для обеспечения работы механизма поворота требуется 3 типовых гидропневмоаккумулятора рабочим объемом по $0,1 \text{ м}^3$, массой по 430 кг и подпиточный насос с рабочим объемом $0,125 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{об}$.

ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЕ ПРИ ДРОБЛЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД КОНУСНЫМИ ДРОБИЛКАМИ

Наиболее дорогостоящей в процессе переработки рудного сырья является рудоподготовка, привлекающая в последнее время особое внимание исследователей. Операции дробления и измельчения характеризуются высокой энергоемкостью дробления и большим расходом легированных сталей, значительными капитальными затратами и эксплуатационными расходами.

В статье рассмотрены основные факторы, определяющие энергоемкость дробления горных пород на различных стадиях рудоподготовки (крупное, среднее и мелкое дробление), с целью обоснования рациональных схем рудоподготовки, обеспечивающих снижение уровня энергопотребления. Уровень энергопотребления определяется по величинам удельной мощности $N_{уд}$ (отношению установленной мощности привода к производительности дробилки) и относительной мощности N_0 (мощности, отнесенной к производительности и степени дробления). Степень дробления определяется по соотношению размеров приемного отверстия и разгрузочной щели. В табл. 1, 2, 3 приведены технические характеристики дробилок типов ККД, КСД и КМД отечественного и зарубежного производства.

На основе анализа технических показателей дробилок установлено, что значения удельных мощностей увеличиваются с уменьшением крупности дробимого материала. Так, для дробилок ККД диапазон изменения удельной мощности (при степени дробления $i=8-14,7$) $N_{уд}=0,17 \dots 0,37$ кВт·ч/м³; относительной мощности $N_0 = 0,018 \dots 0,046$ кВт·ч/м³. Меньшие значения мощностей (для дробилок зарубежных фирм) соответствуют породам пониженной крепости. Для дробилок КСД диапазон изменения удельной мощности (при степени дробления $i=5,4-19,0$) $N_{уд} = 0,27 \dots 0,70$ кВт·ч/м³; относительной мощности $N_0 = 0,036 \dots 0,066$ кВт·ч/м³. Для дробилок КМД диапазон изменения удельной мощности (при степени дробления $i=5,7-17,0$) $N_{уд} = 0,96 \dots 1,08$ кВт·ч/м³; относительной мощности $N_0 = 0,087 \dots 0,15$ кВт·ч/м³.

Таким образом, выполненный анализ технических параметров конусных дробилок показывает, что формирование энергозатрат при дроблении материала характеризуется следующими факторами: крупностью исходного материала, степенью дробления, прочностью породы. Эти факторы определяют "энергетическую" характеристику свойства дробимости горных пород – закономерность формирования энергозатрат на изменение гранулометрического состава питания до заданной гранулометрии продукта в связи с уровнем деформации разрушения кусков.

В результате проведенных экспериментальных исследований выполнена количественная оценка соотношения между различными уровнями относительной деформации разрушения кусков горных пород и величиной энергозатрат – энергетической характеристики свойства дробимости горной породы. В частности, для руд Дегтярского месторождения энергетическая характеристика имеет вид

$$a = 0,17 + 95,34 \cdot \epsilon^2 - 1,453 \cdot \epsilon^3 \cdot d, \quad (1)$$

где ϵ – относительная деформация; d – толщина куска.

Исходя из анализа процесса дробления в конусных дробилках и результатов экспериментальных исследований свойства дробимости горных пород (оценка гранулометрической и энергетической характеристик), разработана теоретическая модель рабочего процесса дробления способом "кусок о броню".

Исходными данными для получения модели являются физико-механические свойства горной породы, гранулометрический состав питания и геометрические характеристики отдельных

кусков, гранулометрическая характеристика свойства дробимости и параметры камеры дробления дробилки типа КМД.

В геометрической характеристике кусков, соответствующей результатам массовых ситовых анализов, крупность частиц означает их толщину, а содержание фракций частиц показывает отношение их массы к общей массе. При дроблении разрушение кусков и осколков всегда идет в направлении их минимального измерения - толщины. Энергозатраты на дробление также связаны с толщиной разрушаемых кусков или осколков, а суммарные энергозатраты связаны с числом разрушенных кусков и осколков или процентным содержанием фракций. Поэтому для решения энергетических задач нужна трансформация геометрической характеристики кусков применительно к дроблению в конусных дробилках. Геометрические характеристики применительно к грохочению и к дроблению кусков горных пород накапливаются экспериментом. Есть вычислительные методы перевода данных характеристик, но представляется целесообразным прямое получение каждой из них при эксперименте. Для получения геометрической характеристики при дроблении достаточно провести ситовой анализ на щелевых ситах, который дает представление о толщине частиц.

Гранулометрическая характеристика свойства дробимости кусков горных пород представляет собой четко проявляющуюся статистическую зависимость между абсолютной величиной разрушающей деформации сжатия одномерных кусков и распределением абсолютной крупности частиц (по толщине) в продуктах разрушения этих кусков. Знание гранулометрической характеристики свойства дробимости кусков горных пород позволяет перейти к установлению энергозатрат при дроблении в заданной камере дробления.

Гранулометрический состав питания дробилки записывается в матричной форме

$$F = c(f_1), c(f_2), \dots, c(f_n), c(r), \quad (2)$$

где F - матрица распределения крупности кусков в питании дробилки; $c(f_1), c(f_2), c(f_n)$ - содержание фракций f_1, f_2, f_n ; $c(r)$ - содержание в питании готового продукта.

Задача определения энергоемкости процесса дробления в камере дробления конусной дробилки может быть решена методом последовательного суммирования энергозатрат на разрушение кусков породы и их осколков при деформациях, определяемых параметрами камеры дробления. Ввиду многошаговости процесса дробления в конусных дробилках типа КМД при анализе энергозатрат учитываются параметры, характеризующие порядок шагов. На первом шаге дробления исходные куски питания крупностью d_{B2} ($B2$ - ширина закрытой щели камеры дробления на границе между первым и вторым шагами кусков по камере) разрушаются в зоне дробления на осколки, размеры которых определяются в соответствии с гранулометрической характеристикой свойства дробимости. Исходные куски крупностью d_{B2} дробятся в зоне калибровки и сразу полностью переходят в готовый продукт (при двухшаговом процессе дробления).

При этих условиях энергозатраты на дробление куска крупностью d_{B2} составят:

$$A(d_{B2}) = 0,5[\epsilon_n P_n d_{B2} + (\epsilon_i - \epsilon_n)(P_n' + P_i) d_{B2}] \quad (3)$$

В связи с необходимостью затрат энергии на додрабливание осколков крупностью Y_{+sp} (sp - ширина калибровочной щели на рабочем ходу дробилки) полный расход энергии на дробление куска крупностью d_{B2} выразится суммой (подразумевается, что для каждой крупности осколков значения относительной деформации ϵ , могут быть как одинаковыми, так и различными):

$$\begin{aligned} \sum A(d_{B2}) = & 0,5[\epsilon_n P_n d_{B2} + (\epsilon_i - \epsilon_n)(P_n' + P_i) d_{B2}] + 0,5 N_1 [\epsilon_n P_n Y_1 + (\epsilon_i - \epsilon_n)(P_n' + P_i) Y_1] + \\ & + 0,5 N_2 [\epsilon_n P_n Y_2 + (\epsilon_i - \epsilon_n)(P_n' + P_i) Y_2] + \dots + 0,5 N_{+sp} [\epsilon_n P_n Y_{+sp} + (\epsilon_i - \epsilon_n)(P_n' + P_i) Y_{+sp}], \end{aligned} \quad (4)$$

где N_j - число частиц во фракции; Y_1, Y_2, Y_k, Y_{+sp} - размеры осколков.

Технические характеристики конусных дробилок крупного дробления

Параметры	АО Уралмаш		Nordberg 42-86HD	Allis Chalm 1524x2260	Krupp	
	ККД 1200/150	ККД 1500/180			KB 1050-1900	KB 1370-2100
Ширина приемной щели, мм	1200	1500		1524	1600	2200
Ширина разгрузочной щели в фазе сближения броней, мм	150	180	165	165	150	150
Производительность при номи- нальной ширине разгрузочной щели на материале с временным сопротивлением сжатию 100-150 МПа и влагосо-держанием до 4%, м ³ /ч	850	1900	1406**	2670**	1120	1275
Мощность главного привода, кВт	315 400*	400 630*	450	447	400	450
Масса дробилки, т	240 255*	405 422*	450	447	440	450
Удельная мощность, кВт•ч/м ³	0,37	0,21	0,32	0,17	0,36	0,35
Относительная мощность, кВт•ч/м ³	0,046	0,025		0,018	0,034	0,024

* Для дробилок с двухдвигательным приводом;

** Производительность в т/ч при насыпной плотности 1,6 т/м³.Технические характеристики конусных дробилок
среднего дробления

Параметры	АО Уралмаш		Allis Chalmers		Krupp	
	КСД 2200 ГрВД	КСД 3000 Т-Д	610x1524	762x1778	КСС 4516G	КСС 5018G
Диаметр основания дробящего конуса, мм	2200	3000	1524	1778	1650	1800
Ширина приемной щели, мм	350	475	610	762	450	500
Ширина разгрузочной щели в фазе сближения броней, мм	30-60	25-50	64-114	64-140	30-40	30-40
Привод при ном. ширине раз- грузочной щели на материале с временным сопротивлением сжа- тию 100-150 МПа и влагосо-дер- жанием до 2%, м ³ /ч	360-610	425-850	480-730	700-1500	390-420	460-485
Мощность главного привода, кВт	250	400	223	298	270	330
Масса дробилки, т	87	230				
Удельная мощность, кВт•ч/м ³ (среднее значение)	0,52	0,63	0,37	0,27	0,67	0,70
Относительная мощность, кВт•ч/м ³	0,066	0,049	0,054	0,036	0,052	0,049

* Производительность в т/ч при насыпной плотности 1,6 т/м³.

Технические характеристики конусных дробилок мелкого дробления

Параметры	АО Уралмаш		Norberg		Ультракон (Япония)	
	КМД 2200 Гр-Д	КСД 3000 Т2-ДП	7ft	10ft	КФ 1716G	КФ 1818G
Диаметр основания дробящего конуса, мм	2200	3000	2134	3048	1650	1800
Ширина приемной щели, мм	140	85	140	152	170	180
Ширина разгрузочной щели в фазе сближения брони, мм	10-20	8-15	10-16	13-16	10-20	13-20
Производительность при номинальной ширине разгрузочной щели на материале с временным сопротивлением сжатию 100-150 МПа и влажностью до 2%, м ³ /ч	220-260	320-420	218-241	482-520	250-300	330-360
Мощность главного привода, кВт	250	400			270	330
Масса дробилки, т	90	227				
Удельная мощность, кВт·ч/м ³	1,04	1,08			0,98	0,96
Относительная мощность, кВт·ч/м ³	0,11	0,15			0,087	0,088

* Производительность в т/ч при насыпной плотности 1,6 т/м³.

В конечном счете энергозатраты на дробление выборки (6) составят:

$$A_n = V_n \cdot \rho \cdot [m_1(d_1) \cdot \alpha(d_1) + m_{+b_2}(d_{+B_2}) \cdot \alpha(d_{+B_2}) + m_{-B_2}(d_{-B_2}) \cdot \alpha(d_{-B_2}) + \dots + m_n(d_n) \cdot \alpha(d_n)], \quad (5)$$

где V_n – объем перерабатываемого материала;

ρ – плотность горной породы.

Для случая дробления в дробилках типа КМД размеры фракций составят: $f_1 = -B+90$ (средний размер $d_1=100$ мм); $f_2 = -90+60$ (средний размер $d_2=75$ мм); $f_3 = -60+40$ (средний размер $d_3=50$ мм); $f_4 = -40+Sp$ (средний размер $d_4=25$ мм).

Необходимая для этого мощность привода дробилки составит:

$$N = A_n Q M^1, \quad (6)$$

Расчетная (по данной методике) мощность привода конусной дробилки типа КМД-2200Гр для условий Баженовского месторождения при проектных параметрах камеры дробления, определяемых в соответствии с гранулометрической характеристикой свойства дробимости, и при грансоставе питания, соответствующем техническим условиям, составила 162 кВт при среднем значении потребляемой мощности 214 кВт. Снижение энергозатрат достигается за счет исключения прессования кусков и их осколков.

Таким образом, выбор оптимальных параметров камеры дробления с учетом энергетической характеристики свойства дробимости, а также рациональная организация питания дробилки позволяют существенно (на 25-30 %) снизить энергозатраты и соответственно установленную мощность привода дробилки.

К ВОПРОСУ ПРИМЕНЕНИЯ СИЛОВОГО ВЕРТЛЮГА В СПУСКО-ПОДЪЕМНОМ КОМПЛЕКСЕ АГРЕГАТОВ ДЛЯ КАПИТАЛЬНОГО РЕМОНТА СКВАЖИН

Современная техника разработки нефтегазовых месторождений и эксплуатации скважин не обеспечивает работоспособности собственно скважины и спущенного в нее оборудования в течение всего срока "жизни" месторождения. Поэтому необходимо периодически проводить текущие и капитальные ремонты как самой скважины, так и ее эксплуатационного оборудования. Ежегодно в Российской Федерации выполняется 200-250 тысяч текущих и капитальных ремонтов [2].

Основной составляющей процесса ремонта скважин независимо от его назначения являются спуско-подъемные операции (СПО). На эти операции затрачивается значительная доля времени от времени всего цикла ремонта [3]. В России при сложившейся технологии выполнения и технической оснащенности служб текущего ремонта скважин на СПО с трубами и штангами затрачивается до 80-90 % всего времени ремонта скважины. Объемы работ по СПО при капитальном ремонте и освоении скважин, конечно же, во много раз меньше, чем при текущем, однако по абсолютной величине эти объемы работ достаточно велики и трудоемки, что делает актуальным совершенствование СПО и в этих процессах.

Совершенствование СПО может осуществляться по следующим направлениям: снижение временных затрат, уменьшение трудоемкости рабочего процесса, совершенствование технологии ремонта скважин.

Снижение затрат времени на СПО может быть достигнуто за счет [5]:

увеличения скорости подъема при увеличении мощности подъемника;

совмещения операций во времени;

увеличения длины свечи.

Увеличение скорости подъема может происходить до известного предела (до 2 м/с) из-за увеличения массы подъемника и условий безопасной работы [2].

Увеличение длины свечи, с одной стороны, уменьшает число наращиваний и соответственно происходит сокращение времени на СПО, а с другой - ведет к увеличению высоты мачты, а, следовательно к увеличению массы и ослаблению металлоконструкций.

Уменьшение трудоемкости СПО может быть достигнуто за счет механизации и автоматизации процесса.

Совершенствование технологии ремонта скважин возможно благодаря применению технических средств. Так, применение силового вертлюга дает возможность проведения СПО в интервале 1500 - 2500 м, где скважины наиболее искривлены и спуск возможен только при вращении с промывкой.

С целью реализации СПО в структуре агрегатов для ремонта скважин предусмотрен целый комплекс механизмов, так называемый спуско-подъемный комплекс (СПК). СПК должен обеспечивать выполнение следующих функций [1, 3]:

захват труб для подъема;

подъем колонны труб из скважины;

фиксация колонны в заданном положении на оси скважины;

разъединение колонны;

перемещение трубы к трубоприемному устройству;

укладка трубы.

При спуске колонны функции выполняются в обратной последовательности.

В последнее время все более широкое применение в составе буровых установок находят системы верхнего привода (силовые вертлюги), которые расширяют возможности технологии проводки скважин и повышают эффективность операций бурения.

Силовой вертлюг участвует в выполнении следующих операций:
 спуск-подъем насосно-компрессорных и бурильных труб;
 свинчивание-развинчивание бурильных труб и НКТ;
 передача вращения и обеспечение наращивания бурильных труб с одновременной промывкой при бурении второго ствола.

Таким образом, применение силового вертлюга позволяет отказаться от применения специальных ключей для свинчивания-развинчивания бурильных труб и НКТ и использовать вертлюг в качестве манипулятора при укладке труб.

Внедрение систем верхнего привода позволяет сократить время бурения:

за счет выполнения операций по наращиванию без отрыва инструмента от забоя, что исключает использование ведущей трубы;

снижения аварийности из-за уменьшения опасности заклинивания колонны при горизонтальном и наклонном бурении.

При капитальном ремонте скважин доля отбуривания горизонтальных стволов неуклонно растет. Это обусловлено экономической целесообразностью вскрытия нового горизонта взамен строительства новой скважины. Правила безопасности в нефтяной и газовой промышленности, утвержденные Госгортехнадзором России, предусматривают обязательное оснащение верхним приводом буровых установок, предназначенных для бурения горизонтальных скважин.

Сравнительную оценку эффективности применения СПК с использованием силовых вертлюгов по отношению к традиционному типу СПК, в состав которого входит вращатель роторного типа, при проведении капитального ремонта скважин выполним по перечню ранжированных критериев [4].

Для сравнения альтернативных вариантов выполнения СПК могут быть выделены следующие критерии (табл.1): стоимость оборудования, затраты времени, надежность, уровень механизации СПО, монтажеспособность, энергоемкость, экологичность.

Основными критериями оценки каждой из выбранных схем СПК являются затраты времени на спуско-подъемные операции, ориентировочная стоимость оборудования каждой конструктивной схемы СПК (исходя из весовых характеристик) и стоимость ремонта расчетной скважины с применением соответствующего оборудования.

В установке для ремонта скважин применение традиционной схемы компоновки оборудования обеспечивает уменьшение капитальных затрат на изготовление, а применение силового вертлюга для спуско-подъемных операций дает экономию времени на СПО, а, следовательно увеличение производительности.

Таблица 1

Ранжирование критериев

Номера строк	Критерии	Номер колонки							Σ Балл
		1	2	3	4	5	6	7	
1	Стоимость машины		0	0	1	1	1	0	3
2	Затраты времени на СПО	2		2	1	2	1	1	9
3	Надежность	2	0		0	1	1	2	6
4	Уровень механизация	1	1	2		1	0	1	7
5	Монтажеспособность и транспортабельность	1	0	1	1		2	2	7
6	Энергоемкость	1	1	1	2	0		1	6
7	Экологичность	2	1	0	1	0	1		5

Учитывая весовой коэффициент каждого критерия, проведем сравнение вариантов конструктивных схем СПК (табл. 2).

Оценка вариантов по критериям с учетом весового коэффициента

Вариант конструкции	Критерии							Σ
	1	2	3	4	5	6	7	
1. Ротор	3	2	4	3	2	2	2	18
	0,75	1,5	2	1,74	1,16	1	0,84	8,99
2 Силовой вертлюг	1	3	2	4	2	3	2	17
	0,25	2,25	1	2,32	1,16	1,5	0,84	9,32

Таким образом, суммарная оценка схемы с силовым вертлюгом (9,32) оказалась выше, чем оценка традиционной схемы с ротором (8,99). Следовательно, конструктивная схема с применением силового вертлюга (верхнего привода) более эффективна при ремонте нефтяных скважин, чем традиционная конструктивная схема (ротор - сальник-вертлюг). Дальнейшее совершенствование предложенной конструктивной схемы СПК необходимо проводить на основании функционального анализа как СПК в целом, так и структурных элементов в отдельности.

Эффективность и перспективность предлагаемого технического решения, а также высокая потребность нефтяников в высокоэффективной технике для восстановления бездействующего фонда скважин обуславливают значительный интерес к этой проблеме у машиностроительных предприятий. В настоящее время работами по созданию агрегатов для текущего и капитального ремонтов скважин, оснащенных верхнеприводными системами, занимается ряд уральских предприятий: ОАО "Завод бурового и металлургического машиностроения", ЗАО "Екатеринбургский машиностроительный завод им. Воровского", НИПИг ормаш [3].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гаврилова Л.А., Порожский К.П., Эпштейн В.Е. Функциональная систематизация спуско-подъемных комплексов буровых установок// Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые. Вып.19: Межвуз. науч. темат. сб./ УТТГА. - Екатеринбург, 1996. - 156 с.
2. Молчанов Г.В., Молчанов А.Г. Машины и оборудование для добычи нефти и газа: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1984. - 464 с.
3. Нефтегазовое машиностроение на Урале/Порожский К.П., Эпштейн В.Е., Табарин А.Д. и т.д./Известия вузов. Горный журнал. - 1997. - N 5-6. - С. 46-81.
4. Половинкин А.И. Основы инженерного творчества. - М.: Машиностроение, 1988. - 368с.
5. Структурный анализ, разработка принципиальной схемы и отдельных узлов установки для испытания скважин: Отчет о НИР/СГИ. - Свердловск, 1989.

А.И.Зимин, Ю.П.Канусик, И.А.Зимин, Ю.В. Горелов *

Уральский государственный технический университет - УПИ
Уральская государственная академия путей сообщения***ПРОФИЛИРОВАНИЕ КАМЕРЫ ДРОБЛЕНИЯ
КОНУСНЫХ ДРОБИЛОК С УЧЕТОМ ИЗНОСА БРОНЕЙ**

Эффективность работы технологических схем с дроблением на современном этапе определяется крупностью и гранулометрическим составом продукта дробилок мелкого дробления, в значительной мере определяемых профилем камеры дробления.

В настоящее время наиболее широкое применение находят конусные дробилки; известные методики профилирования дробящей и калибрующей зон дробящего пространства конусных дробилок мелкого и среднего дробления [2,5,6] недостаточно полно учитывают характер износа футеровки. Исключением является крупная конусная дробилка, оснащенная футеровочными бронями с профилированной рабочей поверхностью, которая с целью поддержания эффективности процесса дробления при износе броней выполнена с радиусами кривизны броней корпуса и подвижного конуса, учитывающими форму поверхности, приобретаемой при изнашивании [1]. Радиусы рассчитываются с учетом конструктивных и кинематических параметров дробилки, физико-механических свойств, крупности исходного материала и продукта дробления и типоразмера дробилок. Восстановление параметров зоны дробления возможно за счет перемещения конуса вверх.

Близкой к решению проблемы является работа [4], где сделана попытка профилирования с учетом характера износа футеровки броней дробящих органов: существенным недостатком этой футеровки является высокая техническая сложность проектирования профиля камеры дробления в виде цепной линии (катеноиды) и переменного по высоте камеры дробления угла захвата, значение которого предложено определять с учетом физико-механических свойств дробимых руд.

Основным недостатком существующих методик профилирования футеровки является недостаточно полный учет характера изнашивания броней на разных стадиях их изношенности.

Многолетние наблюдения за характером изнашивания броней на предприятиях АО Уралноруд и других организациях, обобщение опубликованных данных [4,7,8] и результаты наших исследований позволили сформулировать принципы, обеспечивающие формирование дробящего пространства конусных дробилок с учетом характера изменения последнего в процессе изнашивания.

Интенсивность изнашивания броней одного типа из обычно применяемой стали 110Г13Л меняется в зависимости от условий эксплуатации, а характер изнашивания остается практически неизменным [7].

Изучение характера изнашивания броней показало, что качественная картина изменения формы камеры дробления вначале определяется исчезновением границ ("углов") между зонами.

Как будет показано ниже, интенсивность изнашивания в зоне дробления значительно ниже, чем в зоне калибровки, где изнашивание происходит практически параллельно образующей, что приводит к постепенному увеличению длины калибрующей (параллельной) зоны, уменьшению и исчезновению зоны дробления (рис.1). Это обуславливает существенное ухудшение условий поступления материала в дробилку, снижение пропускной способности и качества дробления. Наиболее заметно снижение эффективности дробления при переработке абразивных пород и руд, вызывающих интенсивное изнашивание броней.

Сохранение показателей эффективности процесса дробления (производительности, степени дробления и др.), а также увеличения ресурса броней при переработке высокоабразивных материалов наиболее просто достигается тем, что дробящая зона футеровки выполнена в виде двух

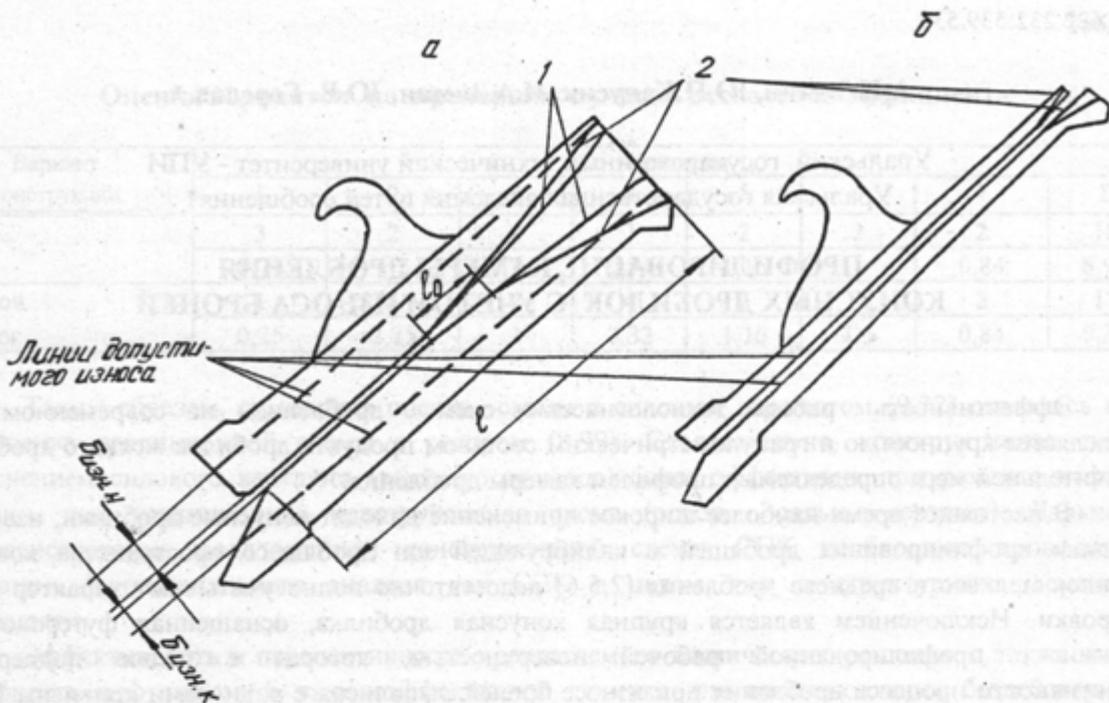


Рис. 1. Форма камеры дробления неизношенных (а) и изношенных на 60 % по массе (б) броней существующей (1) и предлагаемой (2) конструкции

конусов с различными параметрами (см.рис.1); при этом зона 2 служит приемной зоной, а оставшаяся часть зоны 1 (l_0) соответствует по углу захвата зоне дробления существующих конструкций футеровочных колец.

При этом приемная зона дробилок мелкого дробления имеет трапециевидное сечение, размеры которого регламентируются по длине ($r_n - r_0$) и ширине (B_1^1 и B^1 на рис.2 и 3). Указанные размеры обеспечивают выполнение условия: при износе броней на 60 % по массе, соответствующей выбраковке их в условиях эксплуатации, осуществляется эффективный захват кусков размером d на закрытой стороне камеры дробления (см.рис.2.).

Размеры приемной зоны (B^1) определяется из геометрических соотношений (см.рис.2,3) в виде:

$$B^1 = d[1 + k \sin(\alpha/2)] + 2\delta_{\text{юн.к}}, \quad (1)$$

$$r_n - r_0 = (B - S) / [2 \text{ctg}(\alpha/2)] = (B^1 - S) / [2 \text{tg}(\alpha/2)], \quad (2)$$

где B - размер открытой приемной щели; d - наибольший размер кусков на входе; $k=1/d$ - относительная длина неизношенного участка приемной зоны при выбраковке брони; $\delta_{\text{юн.н.к}}$ - линейный износ броней неподвижной (н) и конуса (к) по нормали к образующей в разных зонах камеры дробления; α - угол захвата в приемной зоне; r_n и r_0 - геометрические размеры, соответствующие началу и концу приемной зоны; S - ширина разгрузочной щели.

Линейный износ броней $\delta_{\text{юн}}$ при неизменных условиях работы (переработка материалов с одинаковыми физико-механическими свойствами при постоянных режимах работы) с достаточной для практических целей точностью выражается формулой [3]:

$$\delta_{\text{юн.н.к}} = k_{\text{н.к}} \text{ctg} \alpha / d^2 (1), \quad (3)$$

где $k_{\text{лн}}$ - постоянные для неподвижной и брони конуса коэффициенты, зависящие от типа (исполнения) дробилки, физико-механических свойств дробимого материала и других факторов; $d(1)$ - средний размер куса в рассматриваемой зоне камеры дробления.

Рис.2. Схема к определению размеров приемной зоны

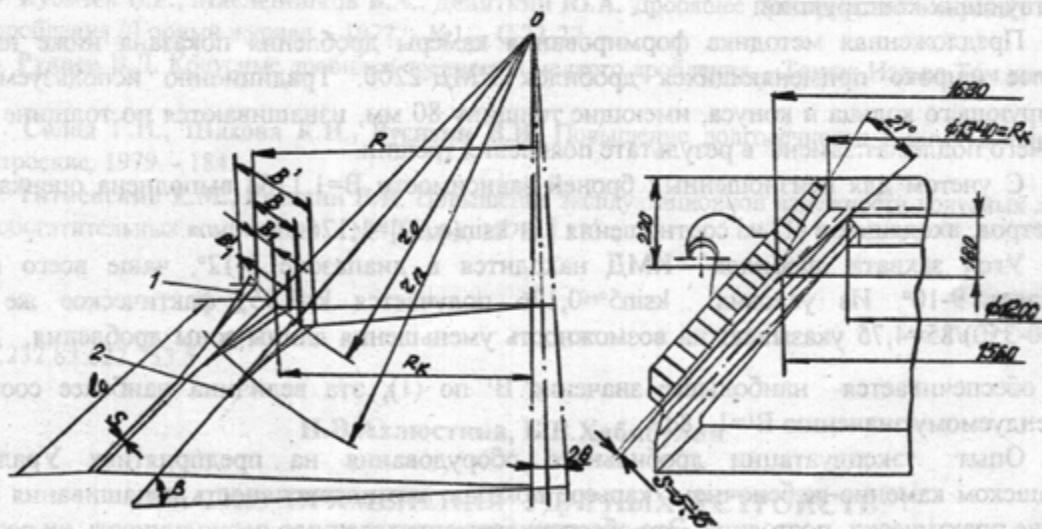
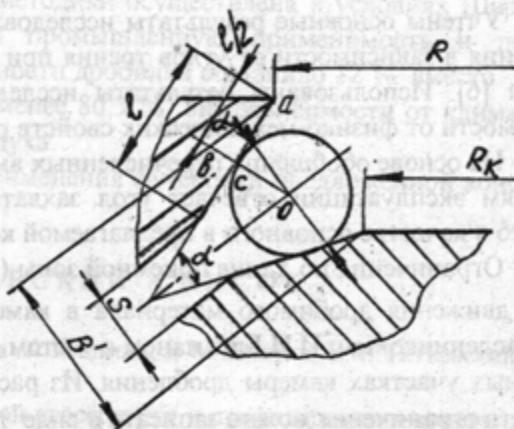


Рис.3. Параметры предлагаемой камеры дробления и конструктивные размеры брони для КМДТ-2200 (по черт. 1275.05.317 ОГК ГМ УЗТМ)

В дробилках существующих конструкций для оценки характера изнашивания брони можно принимать на входе в дробилку $d=B/1,176$, на входе в зону калибровки $d=iS$, где i -степень измельчения, S - ширина разгрузочной щели [5].

Анализ соотношений величин линейного износа брони в зонах дробления и калибровки показал, что это соотношение при переработке руд и гранитов Уральского региона находится в пределах от 1:4 до 1:6,17, в среднем 1:5,1.

При выборе угла захвата использован известный принцип Л.Б.Левенсона, применяемый при проектировании дробильных машин: угол захвата, сохранившийся на полностью изношенных бронях не должен быть больше двойного угла трения дробимого материала. В основу выбора угла захвата приемной зоны положены результаты наших исследований изменения коэффициентов трения при различных (в том числе отрицательных) температурах, позволяющие учесть реальные условия эксплуатации дробильного оборудования в зимний период.

Учтены основные результаты исследований В.Д.Руднева по выбору угла захвата камеры дробления в зависимости от углов трения при движении кусков и геометрическими параметрами камеры [6]. Используются результаты исследований В.И.Кляцкого по выбору угла захвата в зависимости от физико-механических свойств руд и пород [4].

На основе обобщения перечисленных выше исследований установлено, что наиболее полно условиям эксплуатации отвечает угол захвата, находящийся в пределах 19-20°: это значение принято в качестве основного в предлагаемой конструкции приемной зоны.

Ограничения по длине приемной зоны ($r_n - r_o$) устанавливаются с учетом известных исследований движения дробимого материала в камере дробления, выполненных Б.Д.Котельниковым, В.А.Масленниковым, И.И.Блехманом с учетом деления продукта питания на фракции, дробящиеся на разных участках камеры дробления. Из расчета минимального (однократного) числа зажатий куска это ограничение можно записать в виде $r_n - r_o \geq 3d$ для неизношенных броней.

Ограничения по размерам приемной щели V^1 определяются возможностью работы дробилок существующих конструкций с предлагаемыми бронями, при этом обязательным условием является $V^1 > V$, где V - размеры приемной щели дробилок существующих конструкций.

Длина зоны дробления l_o (см.рис.1) уменьшается за счет наличия приемной зоны, зона калибровки формируется по известным принципам [5] и не отличается от дробилок существующих конструкций.

Предложенная методика формирования камеры дробления показана ниже на примере наиболее широко применяющихся дробилок КМД-2200. Традиционно используемые брони регулирующего кольца и конуса, имеющие толщину 80 мм, изнашиваются по толщине на 50 мм, после чего подлежат замене в результате появления трещин.

С учетом для неизношенных броней зависимости $V=1,176d$ выполнена оценка значений параметров, входящих в (1) из соотношения $[1 + k \sin(\alpha/2)] = 1,176$.

Угол захвата дробилок КМД находится в диапазоне 8-12°, чаще всего последний составляет 9-10°. Из условия $k \sin 5^\circ = 0,176$ получается $k=1,95$; фактическое же значение $k_\phi = (750-350)/85=4,75$ указывает на возможность уменьшения длины зоны дробления. Для $k=1$ и $\alpha=21^\circ$ обеспечивается наибольшее значение V^1 по (1), эта величина наиболее соответствует рекомендуемому значению $V^1=1,18d$.

Опыт эксплуатации дробильного оборудования на предприятиях Уралнеруда и Шарташском каменно-щебеночном карьере показал, что интенсивность изнашивания броней по толщине практически постоянна. Это обеспечивает определенную периодичность их регулировки. Учитывая приведенные выше соотношения линейного износа разных зон камеры дробления (3), а также результаты эксплуатации (1:5,1), в зоне дробления принимается в расчет

$\delta_{\text{ин}} = 50/5,1 \approx 10$ мм, а $V^1 = 100 + 2 \cdot 10 = 120$ мм.

Для полученных выше значений ($r_n - r_o$) составит: $r_n - r_o = [110 - (5 \cdot 15)] / 2 \text{tg} 10,5^\circ = 270$ мм, а из условий захвата куска: $r_n - r_o = 85 \cdot 3 = 255$ мм.

Поскольку величина радиуса брони регулирующего кольца в приемной зоне находится в зависимости от пропускной способности (производительности) дробилки, диаметра наибольшего куска и частоты качаний конуса, этот размер целесообразно оставить неизменным $R_k = 1340$ мм (см.рис.3). Размер брони конуса в верхней части выбран из условия увеличения приемной зоны в бронях существующей конструкции до полученного значения V^1 и принят равным $\varnothing 1200$ мм.

Остальные размеры определяются обоснованной выше величиной угла захвата и ($\alpha=21^\circ$) и принятым значением: $r_n - r_0 = 250$ мм.

Указанные изменения конструкции броней привели к изменению соотношений размера приемной щели на открытой и закрытой сторонах дробилки от 2 до 1,5, что способствует меньшему изменению формы и размеров камеры дробления при изнашивании.

Промышленная проверка предлагаемой методики осуществлена в условиях Шарташского каменно-щебеночного карьера и подтвердила промышленную применимость и полезность технического решения: снижение производительности дробилки составило 12 % вместо 32, выход товарного класса (+5 мм) остался на уровне не менее 80,3 % вне зависимости от климатических условий, а также температуры окружающего воздуха.

Экономический эффект, полученный от применения футеровки предложенной конструкции, составил 361,9 тыс.руб. в ценах 1990 г.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. А.с. №1505577, СССР. Конусная дробилка /А.И.Зимин, В.М.Батягин, Е.М.Титиевский. - Опул. в БИ №33, 1989.
2. Блехман И.И., Иванов Н.А. О пропускной способности и профилировании камеры дробления конусных дробилок //Обогащение руд. - 1979. - №1. - С.20-27.
3. Зимин А.И., Борохович А.И., Фаддеев Б.В. Расчет абразивного износа щековых дробилок// Строительные и дорожные машины. - 1981. - №2. - С.11-12.
4. Кляцкий В.И. Профилирование камеры дробления конусных дробилок мелкого дробления по критериям максимальной износостойкости броней и качества продукта дробления//Строительные и дорожные машины. - 1985. - №2. - С.24-25.
5. Кубачек В.Р., Масленников В.А., Девяткин Ю.А. Дробящее пространство конусных дробилок мелкого дробления //Горный журнал. - 1972. - №1. - С.73-77.
6. Руднев В.Д. Конусные дробилки среднего и мелкого дробления. - Томск: Изд-во Том.ун-та, 1988. - 120 с.
7. Солод Г.И., Шахова К.И., Русихин В.И. Повышение долговечности горных машин. - М.: Машиностроение, 1979. - 184.
8. Титиевский Е.М., Русихин В.И. Повышение эксплуатационной надежности конусных дробилок на горно-обогатительных комбинатах. - М.: Недра, 1978. - 173 с.

УДК 622.232.83;622.233.5

Н.В.Ахлюстина, Б.В.Хабибулин

АНАЛИЗ ПРИМЕНЕНИЯ УДАРНЫХ УСТРОЙСТВ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Анализ рабочих процессов импульсных систем выполняют с учетом источников питания и классифицируют их по механизмам: на электроимпульсные, дизельные, пневматические, гидравлические и гидропневматические.

Электроимпульсные молота

Известны следующие конструкции молотов:

- электромеханические с пружинным ударным механизмом и с жесткой связью бойка;
- электрические компрессно-вакуумные;
- электромагнитные со свободным выбегом бойка;
- виброударные.

Сравнительные характеристики молотов и их коэффициентов полезного действия приведены в табл. 1.

Таблица 1

Сравнительные характеристики молотов

Показатели	Электроме- ханические	Электрические компрессно- вакуумные	Электромаг- нитные	Вибро- ударные
Энергия одиночного удара, Дж	До 50	До 30	40...50	До 1000
Коэффициент полезного действия, %	60	60	50	45

Разработкой электроимпульсных молотов занимаются предприятия в Магнитогорске, Екатеринбурге, Караганде. В 70-х-80-х годах молотами большой энергии удара занимались Институт горного дела СО АН, который создал электромагнитный молот с энергией удара более 4000 Дж, и УПИ, разработавший виброударный молот с энергией до 4000 Дж.

Различные конструкции молотов испытывали на железной дороге для очистки вагонов, в металлургической промышленности для очистки ковшей и бункеров, в горной промышленности для дробления негабаритов.

Эти конструкции привлекают своей кажущейся простотой, небольшим количеством деталей, возможностью создания бесконтактных систем управления и получения высоких энергетических показателей, но промышленного освоения такие молота не получили. Широкое применение нашли ручные электромолотки различных типов и модификаций, которые в данной статье не рассматриваются.

Дизельные молота. В этих молотах ударного действия энергия газов сжигаемого топлива передается непосредственно рабочему органу - ударной части. Невысокие значения КПД дизель-молотов (0,5-0,6) в большей мере объясняются потерями энергии на сжатие воздуха для воспламенения горючего при ударе, а также трудностью запуска их при низких температурах. Дизель-молоты широко применяются в строительстве для забивания фундаментных свай. В металлургии и горном деле они не применяются, поэтому типы молотов и их технические характеристики здесь не приводятся и не анализируются.

Пневмомолоты. Их можно разделить на две большие группы: погружные для бурения шпуров и скважин, и мощные, которые применяются для дробления негабаритов и шпуров, а также для пробивки леток и фурм металлургических агрегатов. Основные типы и технические характеристики молотов приведены в табл.2.

Таблица 2

Основные технические характеристики пневматических молотов

Тип молота	Энергия удара, Дж	Частота удара, 1/с	Длина, мм	Масса, кг
М-48	200	22	300	10
ПВ-80	400	20	500	15
РП-76	450	20	580	17
П-105	500	20	600	20
П-130	600	18	652	30
РП-94м	680	17	680	34
РП-111м	750	17	700	46
ПВ-160	800	18	715	55
РП-130	900	15	800	70
ПН-1300	1000	8,3	1500	300
ПН-1700	1500	5,8	1700	400
ПН-2400	2000	5,0	1800	500

Для большей наглядности основные характеристики пневматических молотов приведены в виде гистограмм на рис. 1, при этом частота удара изображена в масштабе, в десять раз большем, чем это указано в табл.2.

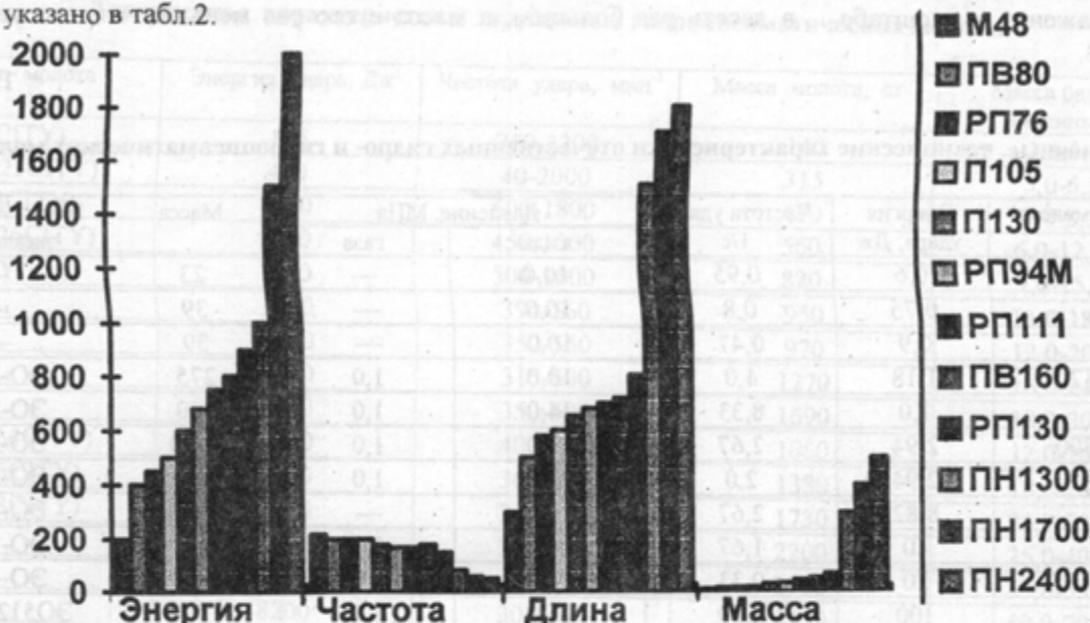


Рис. 1. Основные технические характеристики пневматических молотов

Погружные молота выпускаются заводами горного и бурового оборудования, а мощные конструкции типа ПН разработаны ИГД Сибирского отделения Академии наук и изготавливаются Новосибирским заводом "Труд" и Нижне-Тагильским Уралвагонзаводом - ПН-2 (РП-130).

Отечественные гидро- и гидропневматические молота

Их применение позволяет при незначительной мощности привода получить большую энергию удара. Молота монтируют как навесное оборудование на шасси буровых станков, на экскаваторах и других установках. Основные типы и технические характеристики молотов приведены в табл.3. Как навесное оборудование молота монтируются на шасси буровых станков, экскаваторах и других установках, в частности, молота типа Г-59В, Г-76В, Г-76У устанавливаются на буровых станках ударного действия.



Рис. 2. Основные технические характеристики отечественных гидро- и гидропневматических молотов

Для большей наглядности основные характеристики отечественных гидро- и гидропневматических молотов приведены в виде гистограмм на рис.2, при этом частота удара изображена в масштабе, в десять раз большем, а масса в сто раз меньше, чем это указано в табл.3.

Таблица 3

Основные технические характеристики отечественных гидро- и гидропневматических молотов

Тип молота	Энергия удара, Дж	Частота удара, 1/с	Давление, МПа		Масса	Место установки экскаваторы
			жидк.	газа		
Г-59В	0,6	0,95	10,0	—	23	—
Г-76В	0,75	0,8	10,0	—	39	—
Г-76У	0,9	0,47	10,0	—	39	—
ГПМ-120	1,18	4,0	10,0	1,0	275	ЭО-2621
М1	1,0	8,33	14,0	1,0	400	ЭО-2621
ГПМ-300	2,94	2,67	14,0	1,0	1030	ЭО-2621
СП-71	2,94	2,0	14,0	1,0	900	ЭО-3322
СП-61	8,82	2,67	14,0	—	2100	ЭО-4122
М10	10	1,67	14,0	1,0	2000	ЭО-3322
М20	20	0,33	14,0	1,0	3000	ЭО-4122
М100	100	0,50	16,0	1,9	7900	ЭО5122,6122

Отечественные гидро- и гидропневматические молота применяются:

в горной промышленности для бурения скважин в буровых станках ударного действия, для разбуривания шпуров и дробления негабаритов, в исполнительных органах породопроходческих комбайнов, на ковше экскаватора взамен зубьев для увеличения скорости продвижения ковша в забое;

строительстве для разрушения дорожных покрытий, железобетонных фундаментов, рыхления мерзлого грунта и трамбования насыпного грунта;

металлургии для раскалывания футеровки в металлургических агрегатах (доменных и мартеновских печах, конвертерах, электропечах, нагревательных устройствах, прокатных станах, сталеразливочных и чугуновозных ковшах и др.).

Серийно выпускаются три типа гидромолотов: Г-59В, Г-76В, Г-76У, разработанные в СК ВПО "Росагротехника".

ВНИИЕ-тройдормаш и его филиалы разработали молоты типа ГПМ-120, ГПМ-300, СП-71, СП-62, которые выпускаются экскаваторными заводами.

Технологическим институтом гидроимпульсной техники Сибирского отделения Российской Академии наук разработаны и поставляются по заказам предприятий гидропневматические молота М-4, М-10 и М-100.

Зарубежные гидропневматические молота

Хорошо себя зарекомендовали на нашем рынке молота финской группы TAMROK и немецкой фирмы КРУПП. Они имеют большой типоряд энергий удара от 175 до 12000 Дж. Данные молота работают на давлении в гидросистеме выше 170 атм. Технические параметры молотов финской группы TAMROK даны в табл.4*.

Для большей наглядности основные характеристики зарубежных пневматических молотов приведены в виде гистограмм на рис.3, при этом энергия удара и масса молота изображены в масштабе, в сто раз меньшем, чем это указано в табл.4.

* Лазуткин А.Г., Нерозников Ю.И., Щепеткин Г.В. Создание и внедрение гидравлических ударных машин в горной промышленности //Горный журнал. - 1993. - №9. - С.103-108.

Техническая характеристика зарубежных гидропневматических молотов

Тип молота	Энергия удара, Дж	Частота удара, мин ⁻¹	Масса молота, кг	Масса базовой машины, т
S21(21CITY)	175	750-2200	140	1,3-3,2
S23N(S23CITY)	450	40-2000	315	3,0-6,5
S25(S25CITY)	1730	600-1800	430	5,0-8,5
S26N(S26CITY)	1000	450-1000	560	6,0-12,0
S29CITY	1450	500-1000	820	9,0-15,0
S52	1800	390-560	950	11,0-18,0
S54	2200	350-550	970	12,0-20,0
S55	2800	315-600	1270	16,0-24,0
S56	3500	350-500	1690	18,0-30,0
S64(E264CITY)	2300	400-700	1060	12,0-20,0
E66(E66CITY)	2800	360-650	1380	18,0-26,0
E68(E68CITY)	4000	330-580	1730	21,0-32,0
S83	5200	360-520	2200	25,0-40,0
S84	6000	400-600	2900	35,0-55,0
S86	8200	300-400	3450	40,0-70,0
G100(G100CITY)	9000	350-550	380	40,0-70,0
G1200	1200	300-400	6400	60,0-100,0

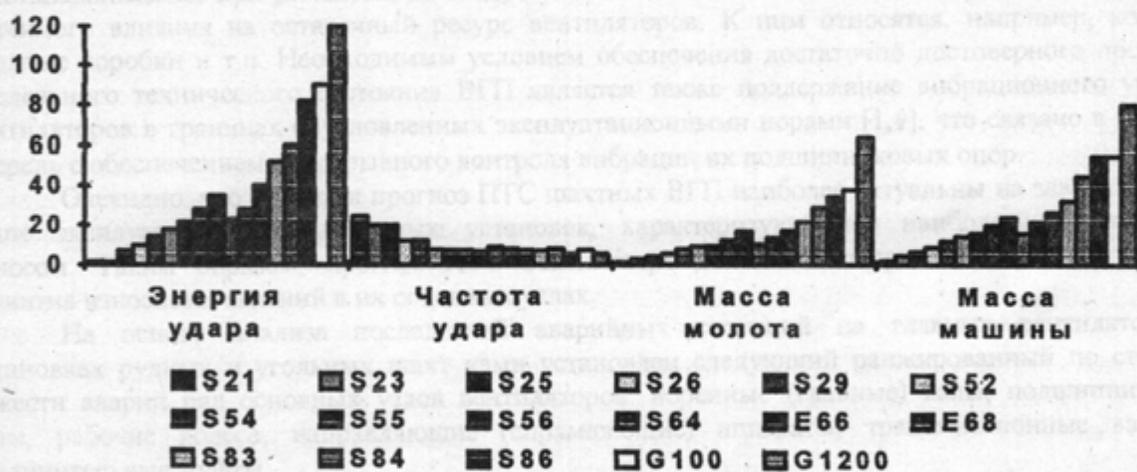


Рис. 3. Техническая характеристика зарубежных гидропневматических молотов

Применяются зарубежные гидропневматические молота при выбивке футеровки в металлургических агрегатах, дроблении негабаритов в карьерах, а также в строительстве.

Выводы

1. Молота используют на буровых станках ударного бурения скважин, при ремонте металлургических агрегатов (выбивка футеровки), дроблении шлаков, при очистке разливочных ковшей, вагонов и бункеров от остатков материалов, а также в строительстве. Применение молотов позволяет повысить производительность, делает процесс, например дробление негабарита, более безопасным и экологически чистым. Сдерживается применение молотов для дробления негабаритов, хотя практика использования молотов показывает, что затраты на

ГОРНАЯ МЕХАНИКА

УДК 622.44

Н.П.Косарев, С.А.Тимухин, А.В.Сигошин, В.С.Марущак

О ПРОГНОЗЕ ПРЕДЕЛЬНОГО ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

Многообразие действующих факторов и условий обоснования параметров, проектирования, изготовления и, в особенности, эксплуатации шахтных вентиляторов главного проветривания (ВГП) предопределяет соответствующие подходы к прогнозу их предельного технического состояния (ПТС). Очевидно, что он должен выполняться на основе учета всех наиболее значимых факторов по основным узлам вентиляторов, определяющим их надежность, долговечность и ремонтпригодность. При этом простые узлы и детали, легко заменяемые или восстанавливаемые при ремонтах, не следует принимать во внимание, так как они не оказывают значимого влияния на остаточный ресурс вентиляторов. К ним относятся, например, кожуха, входные коробки и т.п. Необходимым условием обеспечения достаточно достоверного прогноза предельного технического состояния ВГП является также поддержание вибрационного уровня вентиляторов в границах обусловленных эксплуатационными нормами [1,4], что связано в первую очередь с обеспечением непрерывного контроля вибрации их подшипниковых опор.

Очевидно, что оценка и прогноз ПТС шахтных ВГП наиболее актуальны на завершающем этапе эксплуатации вентиляторных установок, характеризующимся наиболее интенсивным износом. Таким образом, прогноз ПТС вентиляторов связан непосредственно с прогнозом развития износных явлений в их основных узлах.

На основе анализа последствий аварийных ситуаций на главных вентиляторных установках рудных и угольных шахт нами установлен следующий ранжированный по степени тяжести аварий ряд основных узлов вентиляторов: коренные (главные) валы, подшипниковые узлы, рабочие колеса, направляющие (спрямляющие) аппараты, трансмиссионные валы и соединительные муфты.

С учетом этого ряда рассмотрим прогноз износных явлений, прежде всего, в наиболее значимых узлах вентиляторов, к основным видам изнашивания которых относится усталостное, абразивное и коррозионно-механическое.

При этом прогноз ПТС вентиляторов по фактору усталостного износа коренных валов может быть выполнен следующим образом.

На основе анализа фактического нагружения валов за весь период их эксплуатации с учетом асимметричности нагрузочного цикла и коррозионного износа поверхности определяются действительные параметры напряжений и общее расчетное число циклов до разрушения вала по фактору выносливости 10^m [3],

$$M = 14 - 7 [\sigma_{\max.p} \cdot \sigma_{-1} / \sigma'_{-1} \cdot \sigma_1], \quad (1)$$

где $\sigma_{\max.p.}$ - максимальное растягивающее напряжение асимметричного цикла; σ_{-1} - предел выносливости материала вала, при изгибе с учетом коррозии; σ_{-1}/σ_r - коэффициент, учитывающий асимметричность цикла.

Отсюда прогнозируемое число циклов дальнейшей допустимой эксплуатации ВГП (остаточный ресурс) по фактору усталостной прочности главного вала:

$$Z_{np} = 10^m / (1,4 + 1,6) - Z_{\phi} , \quad (2)$$

где Z_{ϕ} - фактическое число отработанных циклов работы вала с момента пуска вентилятора в эксплуатацию.

$$Z_{\phi} = 1440 n t_{\phi} i , \quad (3)$$

где n - частота вращения вала, мин^{-1} ; t_{ϕ} - среднее значение фактического числа рабочих суток вентилятора в течение года (с учетом резервирования); i - количество лет работы вентилятора с момента пуска его в эксплуатацию. При этом отрицательное значение величины Z_{np} означает, что вентилятор эксплуатируется с превышением своего расчетного остаточного ресурса (по фактору усталостной прочности главного вала).

Искомое время дальнейшей допустимой эксплуатации ВГП по фактору усталостной прочности главного вала (лет)

$$t_{np} = Z_{np} / 1440 n t_{\phi}^1 , \quad (4)$$

где t_{ϕ}^1 - среднее запланированное число рабочих суток вентилятора в течение года в прогнозируемом (с учетом резервирования).

Аналогичным образом прогноз ПТС шахтных ВГП может быть определен и по фактору усталостного износа подшипников на основе расчетов их номинальной долговечности [3]. При этом дополнительным фактором может служить фактический износ коренных подшипников, контролируемый величиной радиального зазора между роликом и наружным кольцом подшипника. При условии правильного монтажа и отсутствии внешних признаков неисправности, радиальный зазор является основным браковочным признаком для подшипников [4].

В технических характеристиках на подшипники (сферические двухрядные подшипники качения) приводятся начальные значения радиальных зазоров (h_n) и наибольшие допустимые (h_g). На основе этих данных определение допустимого срока дальнейшей службы подшипника может быть осуществлено посредством расчета прогнозного срока достижения параметром h своего наибольшего допускаемого значения, что предлагается реализовать следующим образом.

На момент исходного обследования всех узлов ВГП замеряется фактическое значение радиального зазора в подшипниках (h_{ϕ}) и определяется увеличение зазора (Δh) в сравнении с начальным значением (h_n)

$$\Delta h = h_{\phi} - h_n , \quad (5)$$

Здесь в расчет принимается среднее значение h_n , взятое из технической характеристики подшипника (при отсутствии данных о фактическом начальном зазоре, замеренном после посадки подшипника на вал).

Определяется среднее значение линейной скорости увеличения радиального зазора в течение времени, предшествующего обследованию ВГП.

$$V_s = \Delta h / t_{\phi} , \quad (6)$$

где t_{ϕ} - фактическое время эксплуатации подшипникового узла от момента пуска его в работу до момента обследования.

Определяется допускаяемое увеличение радиального зазора Δh_g , в сравнении с фактическим значением h_{ϕ} .

$$\Delta h_g = h_g - h_{\phi} \quad (7)$$

Отсюда искомый допускаяемый (прогнозный) срок дальнейшей эксплуатации подшипниковых узлов (остаточный ресурс ВГП по фактору физического износа коренных подшипников):

$$t_{\text{пр}} = \Delta h_g / V, \quad (8)$$

Дальнейшее развитие методов прогноза ПТС шахтных ВГП диктует необходимость перехода к экспериментально-теоретическим методам с широким использованием средств математического имитационного моделирования, что предполагает первоначальное установление зависимостей показателей надежности вентиляторов от их технического состояния. Посредством имитационного моделирования возможно получение статистических характеристик случайной функции всех нагрузок на элементы ВГП. Отсюда становится возможным определение показателей качества и остаточного ресурса основных узлов и элементов вентиляторов, а также оценка различных конструктивных мероприятий по улучшению показателей или увеличению надежности. Особенностью имитационной системы является учет всех значимых факторов и их адекватное математическое описание. Таким образом, увеличение точности прогноза ПТС и технических характеристик ВГП возможно на основе прямого модельного определения изменения характеристик нагруженных элементов вентиляторов в процессе их разработки и эксплуатации. Данная информационная основа обеспечит возможность текущей оценки узлов и элементов ВГП и прогноза их предельного технического состояния.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Болотин В.В. Прогнозирование ресурсов машин и конструкций. М.: Машиностроение, 1984. - 240 с.
2. Демочко С.И., Кузнецов А.В., Паршинцев В.П. Неисправности шахтных вентиляторных установок главного проветривания: Справочное пособие. - М.: Недра, 1990. - 188 с.
3. Ковалевская В.И., Бабак Г.А., Пак В.В. Шахтные центробежные вентиляторы. - М.: Недра, 1976. - 320 с.
4. Руководство по ревизии и наладке главных вентиляторных установок шахт /Гофман А.С., Меламед И.С., Цуцык И.Т. и др. - М.: Недра 1981. - 123 с.

УДК 622.44

В.Ф. Копачёв

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ КОМПОНОВОЧНЫХ СХЕМ ПОВЕРХНОСТНЫХ КОМПЛЕКСОВ ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК

Вентиляторная установка шахты является сложным инженерным сооружением. Капитальные затраты на ее строительство и эксплуатационные расходы достигают значительных размеров. Разработанные схемы вентиляторных установок обладают высокими значениями эксплуатационных показателей, однако в ряде случаев действующие (поверхностные комплексы) шахтных вентиляторных установок главного проветривания работают с низким статическим к.п.д., составляющим 12-41 % [8]. Причиной такой низкой эффективности эксплуатации

вентиляторов является несовершенство современных компоновочных схем вентиляторных установок, которые не в полной мере учитывают последние достижения науки в области аэродинамики и вентиляторостроения. Вентиляторы в большинстве случаев рассматриваются отдельно от установки в целом, что обуславливает низкую эффективность создаваемой установки.

Рассмотрим принципиальные особенности типовых схем шахтных вентиляторных установок, разработанных заводами-изготовителями, а также новые компоновочные решения, предлагаемые различными организациями.

Возможность сравнения различных установок реализуется использованием приведенных показателей, определяемых по следующей методике.

Уровень экономичности ПК (главных вентиляторных установок) оценивается по величине коэффициента полезного действия ПК $\eta_{ПК}$, определяемого по формуле (без учета потерь в электрической сети)

$$\eta_{ПК} = \eta_B \cdot \eta_K \cdot \eta_{ПР}, \quad (1)$$

где η_B - к.п.д. вентилятора; $\eta_{ПР}$ - к.п.д. привода; η_K - к.п.д. подводящих каналов, учитывающий уровень их аэродинамического совершенства [6], определяемый по формуле

$$\eta_K = \frac{\eta_Q^3}{N + \lambda l D_r^{-1} + \sum_{i=1}^n \zeta_{M_i}}, \quad (2)$$

где η_Q - объемный к.п.д. канала; N - коэффициент кинетической энергии воздушного потока в канале, для каналов с бетонированными стенками $N=1,036$; λ - коэффициент потерь трения единицы относительной длины канала; l - длина канала; D_r - гидравлический диаметр канала; $\sum_{i=1}^n \zeta_{M_i}$ - сумма коэффициентов местных сопротивлений.

Объемный к.п.д. канала зависит от суммы прососов воздуха через отдельные элементы сооружений и их сопряжения и для каждой рассматриваемой установки может быть определен по формуле

$$\eta_Q = \frac{Q_B - \sum Q_{УТ}}{Q_B}, \quad (3)$$

где Q_B - номинальная подача вентиляторной установки; $\sum Q_{УТ}$ - сумма утечек воздуха в поверхностном комплексе, определяется по [5]:

$$\sum Q_{УТ} = \left(Q_C \cdot S + \sum_{i=1}^n Q_{пер} \cdot P_i \right) \cdot k, \quad (4)$$

где Q_C - удельные утечки воздуха через конструкции вентиляционных сооружений; S - площадь элементов конструкций элементов вентиляционных сооружений; $Q_{пер}$ - удельные утечки воздуха через сопряжения конструктивных элементов (переключающих ляд); P_i - периметры примыкания конструктивных элементов сооружений; k - коэффициент, учитывающий кратковременные периодические нарушения сплошности ограждений и сопряжений конструктивных элементов под влиянием различных факторов в период эксплуатации сооружений; принимается равным 1,25 [5].

Удельные утечки воздуха через железобетонные стены, металлические обшивки определяются по эмпирической зависимости:

$$Q_C = 1,9 + 0,24 \cdot h_w + 0,0000044 \cdot h_w^2, \quad (5)$$

где $h_{ш}$ - общешахтная депрессия, для оценочных расчетов может быть принята равной номинальному статическому давлению установки.

Удельные утечки воздуха через сопряжения элементов вентиляционных сооружений принимаются по фактическим данным [5].

Для повышения надежности вентиляторных установок главного проветривания, как правило, устанавливаются два вентилятора - работающий и резервный, подключенный к вентиляционному каналу через тройник. Оценка потерь в тройнике для каждой рассматриваемой установки заключена в коэффициенте потерь тройника $\zeta_{тр}$, определенного в результате многочисленных исследований [1]. В зависимости от угла разветвления тройника данный коэффициент определяется:

$$\zeta_{тр} = 0,14 + 4,1 \cdot \beta^3, \quad \text{при } \frac{\pi}{12} \leq \beta \leq \frac{\pi}{6}; \quad (6)$$

$$\zeta_{тр} = 0,74 + 3,64 \cdot \left(\beta - \frac{\pi}{6} \right), \quad \text{при } \frac{\pi}{6} < \beta \leq \frac{\pi}{2}, \quad (7)$$

где β - угол разветвления тройника.

Вентиляторные установки главного проветривания, особенно крупнейшие, занимают большую площадь на поверхности шахты. В связи с этим затрудняется размещение их на поверхности шахт. Поэтому установки главного проветривания должны иметь малые габариты в плане. Для сравнения вентиляторных установок по габаритам используется показатель удельной площади, определяемый по формуле

$$s = S / N_{г}, \quad (8)$$

где S - площадь, занимаемая установкой; $N_{г}$ - гидравлическая мощность вентилятора главного проветривания.

Совокупный анализ компоновочных схем ПК ГВУ некоторых рудников цветной металлургии, а также по данным заводов-изготовителей, Донгипроуглемаша и ВНИИГМ им. М.М. Федорова [3, 8] по вышеуказанным критериям приведен в таблице.

Главной особенностью вентиляторных установок с осевыми вентиляторами является то, что реверсирование воздушной струи таких установок производится в проточной части вентилятора, что исключает наличие обводных каналов и переключающих ляд. Благодаря этому сокращается объем строительных работ на 20-25 %. Несмотря на простоту схемы, установки с осевыми вентиляторами имеют ограниченное применение и используются главным образом на шахтах и рудниках малой и средней глубины, характеризующихся относительно небольшим сопротивлением шахтной вентиляционной сети. Обусловлено это тем, что осевые вентиляторы обладают низкими коэффициентами давления по сравнению с центробежными ГВУ.

Центробежные ГВУ занимают доминирующее положение среди шахтных вентиляторных установок. Широкое распространение центробежных вентиляторов главного проветривания объясняется значительным улучшением их технико-экономических показателей за последнее время. Максимальный статический к.п.д. вентиляторов возрос до 86%. Однако для всех типовых реверсивных компоновок центробежных ГВУ характерно наличие обводных каналов и системы переключающих ляд. Наиболее благоприятный вход воздушного потока имеет установка с двумя вентиляторами одностороннего всасывания ВЦ-25М. При этом вентиляторы имеют консольное расположение на валу электродвигателей. Поверхностные комплексы с крупными шахтными центробежными вентиляторами и вентиляторами двустороннего всасывания спроектированы с входными всасывающими коробками. Входные коробки серийных вентиляторов, согласно результатам экспериментальных исследований, имеют коэффициент потерь давления 0,14, при этом статический к.п.д. вентилятора снижается на 2-3 %.

Кузбасским политехническим институтом совместно с КузНИУИ предложены новые компоновочные решения центробежных ГВУ на базе вращающегося переключателя потока воздуха ГИФР [2, 4]. Такое компоновочное решение исключает наличие многометровых обводных

Анализ поверхностных комплексов главных вентиляторных установок

Тип ГВУ	к.п.д. вентилятора	Объемный к.п.д. каналов, %	λD_T^{-1}	$n \sum_{i=1}^m M_i$	к.п.д. каналов	к.п.д. ПК	Удельная занимаемая площадь, m^2/kBt	Источник данных
ВОД11П	0,77	95,1	2,98	4,69	0,10	0,08	1,50	Завод-изготов.
ВОД18	0,77	96,6	1,82	1,72	0,20	0,15	0,99	"-
ВОД21М	0,76	96,6	1,49	1,72	0,21	0,16	1,84	"-
ВОД30М2	0,76	96,0	0,96	1,72	0,24	0,18	1,08	"-
ВОД40М	0,76	96,6	0,94	1,72	0,24	0,18	1,55	"-
ВОД50	0,78	96,8	0,78	1,72	0,26	0,20	1,38	"-
ВЦП-16	0,76	99,0	1,86	0,76	0,27	0,21	0,72	Березовский р.
ВЦ-25	0,76	93,5	1,39	1,64	0,20	0,15	1,35	СУБР
ВЦ-31,5М	0,74	93,6	2,29	1,52	0,17	0,13	1,58	Завод-изготов.
ВЦД-31,5М	0,74	98,0	2,23	0,10	0,28	0,21	1,12	Гайский ГОК
ВЦД-37,5	0,74	95,7	1,50	0,88	0,26	0,19	1,23	Завод-изготов.
ВЦД-42,5	0,78	96,4	1,09	0,88	0,30	0,23	0,58	"-
ВЦД-47,5УМ	0,78	94,6	0,90	1,20	0,27	0,21	1,05	"-
ВЦД-31,5 ГИФР	0,74	96,1	1,25	0,17	0,36	0,27	0,85	Ленинскуголь
ВЦДР-31,5	0,71	98,4	0,60	0,78	0,39	0,28	0,70	Проект [9]

каналов и системы переключающих ляд, однако требует громоздкого устройства переключения с s-образным элементом, нарушающим структуру потока и увеличивающим неравномерность поля скоростей на входе и тем самым повышающим коэффициент потерь давления в поверхностном комплексе.

Результаты анализа показывает низкую экономичность существующих ПК ГВУ. Наиболее совершенными с аэродинамической точки зрения являются схемы ПК с осевыми реверсивными вентиляторами. Однако применение осевых вентиляторов ограничено их техническими характеристиками, поэтому в глубоких труднопроветриваемых шахтах возможно применение в основном только центробежных ГВУ. Общим недостатком всех типовых компоновочных схем ПК с центробежными вентиляторами является наличие в них реверсивных каналов и системы переключающих ляд (от трех до шести). Для таких компоновок характерны повышенные потери воздуха (в среднем в три раза больше, чем у установок без обводного канала), большие габариты и высокая стоимость их строительства, недопустимо низкий уровень надежности реверсирования и связанный с ним уровень безопасности ведения горных работ, особенно в зимнее время ввиду обмерзания и примерзания ляд. Всестороннее рассмотрение существующих компоновочных схем ПК центробежных ГВУ приводит к пониманию того, что реализация реверсивности установок должна достигаться не за счет дополнительных устройств, снижающих экономичность и надежность, а внутренней сущностью самой конструкции.

Одним из вариантов решения данной задачи является использование новой компоновочной схемы, предложенной в [7], созданной на основе реверсивного центробежного вентилятора. Такое компоновочное решение обладает некоторыми преимуществами по сравнению с традиционными компоновочными схемами. Применение реверсивных центробежных вентиляторов снижает габариты вентиляторной установки, обладает сравнительно низкими потерями в поверхностном комплексе, высоким коэффициентом реверсивности, обеспечивая лучшую безопасность ведения горных работ, имеет минимальное число переключающих элементов, а значит обладает большей надежностью в работе как в нормальном, так и в реверсивном режимах. Представленный в таблице анализ показывает, что наиболее экономичной является схема с центробежным реверсивным вентилятором типа ВЦДР-31,5, к.п.д. ПК которой составляет 28 % при удельной занимаемой площади $0,7 m^2/kBt$, что в среднем в 1,5 раза меньше по сравнению с традиционными схемами, и это является веским аргументом внедрения перспективной схемы в проектируемых системах вентиляции шахт и рудников.

1. Бабак Г.А., Левин Е.М., Пак В.В. Элементы шахтных вентиляционных установок главного проветривания. - М.: Недра, 1972. - 264 с.
2. Гимельшейн Л.Я., Фрейдлих И.С., Быков Ю.И. Развитие новых высокоэффективных схем компоновки главных вентиляторных установок шахт//Уголь. - 1992. - №5. - С.18-23.
3. Отраслевой каталог 20-90-05. Вентиляторы главного и местного проветривания. - М.: ЦНИИТЭИтяжмаш, 1990. - 64 с.
4. Развитие и совершенствование новых компоновок шахтных вентиляторных установок в ассоциации "Ленинскуголь"/Гимельшейн Л.Я., и др.//Уголь. - 1992. - №9. - С.48-50.
5. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. - М.: Недра, 1975. - 238 с.
6. Тимухин С.А., Белов С.В. Критерий аэродинамического совершенства воздухоподводящих каналов главных вентиляторных установок//Изв. вузов. Горный журнал. - 1981. - № 2. - С. 71-73.
7. Тимухин С.А., Копачев В.Ф. О создании поверхностных комплексов центробежных главных вентиляторных установок без обводных каналов и переключающих ляд//Известия вузов. Горный журнал. - 1997. - N 7-8. - С. 143-146.
8. Тимухин С.А. Обоснование и обеспечение рациональных режимов эксплуатации шахтных главных вентиляторных установок.: Автореф. дис. ... д-ра техн. наук.-Екатеринбург, 1998. - 39 с.
9. Шахтные вентиляторные установки главного проветривания: Справочник / Бабак Г.А., Бочаров К.П., Волохов А.Т. и др. - М.: Недра, 1982. - 296 с.

РУДНИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

УДК 622.684:681.3

А.А. Кудрявцев

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕМПЕРАТУРНЫХ РЕЖИМОВ ТЯГОВЫХ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЕЙ КАРЬЕРНЫХ АВТОМОБИЛЕЙ-САМОСВАЛОВ НА ИМИТАЦИОННОЙ МОДЕЛИ

Для трансмиссий карьерных автомобилей-самосвалов основной характеристикой внешнего воздействия, фактически определяющей их техническое состояние (ТС), являются масса груза, профиль трассы и состояние дорожного покрытия. В качестве критерия ТС принимается ресурс, выраженный в выполненной транспортной работе (км, ткм).

Однако непосредственно вычислить ресурсные показатели элементов трансмиссии по заданным значениям внешних воздействий не представляется возможным из-за отсутствия соответствующих методов расчета. Получить их в ближайшее время вряд ли возможно [1]. Вместе с тем известно, что техническое состояние во многом зависит от нагрузочных характеристик работы машин. Для тяговых электродвигателей одной из таких характеристик является температурный режим.

Нагрев тяговых электродвигателей происходит при движении автомобиля-самосвала в тяговом режиме и в режиме электродинамического торможения, а охлаждение - в режиме наката и остановках. Величина нагрева обмотки тяговых электродвигателей пропорциональна эффективному току, а интенсивность охлаждения определяется температурой окружающего воздуха и частотой вращения якоря (вентилятора), которая пропорциональна скорости движения машины.

С точки зрения нагрузочных режимов автомобильные трассы карьеров определяются совокупностью параметров (расстояние транспортирования, высота подъема горной массы, пересеченность профиля трассы, извилистость формы), которые образуют широкий спектр тяговых и динамических нагрузок автомобилей-самосвалов. При этом даже в заданных значениях, определяющих трассы параметров (расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы), поле тяговых и динамических нагрузок автомобилей-самосвалов достаточно большое.

С целью оценки влияния всей гаммы горно-технических условий карьеров на нагрузочные характеристики автомобилей-самосвалов разработана имитационная модель, одна из подпрограмм которой предназначена для расчета температурных режимов тяговых электродвигателей.

В качестве объектов исследований выбраны две модели автомобилей-самосвалов с различными массо-габаритными параметрами и вариантами трансмиссий (табл. 1).

Движение автомобилей-самосвалов при моделировании задано следующим образом. В режиме тяги двигатель автомобиля-самосвала работает при постоянной частоте вращения соответствующей максимальной мощности. Разгон автомобиля-самосвала осуществляется с максимально возможным ускорением по внешней нагрузочной характеристики двигателя при полной подаче топлива. Торможение рабочей тормозной системой проводится при скорости,

меньшей максимально установленной для электродинамического торможения или перед остановкой с замедлением 1 м/с^2 в грузовом направлении и 2 м/с^2 - в порожнем.

Таблица 1

Параметры автомобилей-самосвалов, по которым выполнялись исследования на имитационной модели

Автом.-самосвал	Грузоподъемность, т	Собств. масса, т	Макс. мощность на входе трансмиссии, кВт	Схема привода трансмиссии
БелАЗ-76191	100	85	640	Постоянного тока
БелАЗ-75211	170	88	1180	Переменно-постоянного тока

Генерация трасс осуществлялась по статистическим характеристикам распределения элементов профиля и формы карьерных автомобильных дорог для установленного диапазона расстояний транспортирования: уклонов, длин участков постоянных уклонов, радиусов поворотов, длин участков поворотов. При этом параметры пересеченности Π (%) и извилистости трассы K (град./м) вычисляются по известным выражениям [3]:

$$\Pi = i_{\Pi} \left(1 + \frac{l_{cp.n}}{l_{cp.n} + \frac{s}{i_{cp.n}} - l_{min}^n} \right) + i_{cp.n} \frac{l_{cp.cn}}{l_{cp.cn} + \frac{s_{cn}}{i_{cp.cn}} - l_{min}^{cn}}, \quad (1)$$

где i_n, i_{cp} – математическое ожидание угла подъема и спуска, ‰; $i_{cp.n}, i_{cp.cn}$ – средний угол подъема и спуска, ‰; $l_{cp.n}, l_{cp.cn}$ – средняя длина участков подъема и спуска, м; l_{min}^n, l_{min}^{cn} – минимальная длина участка подъема и спуска, м; s, s_{cn} – общая длина участков подъема и спуска, м;

$$K = \frac{\Pi}{180} \cdot \frac{\sum d_{псв}}{\sum l}, \quad (2)$$

где $d_{псв}$ – угол поворота, град; l – длина поворота, м.

При вычислении скорости движения на каждом шаге трассы использовались эмпирические зависимости (табл.2).

По аналитическим зависимостям при моделировании устанавливались средние значения скорости (математическое ожидание). Для того, чтобы учесть микропрофиль дороги, плотность транспортного потока, “субъективный” фактор водителя в системе “человек-автомобиль-дорога”, задавалась величина среднеквадратического отклонения скорости “ σ ” (табл.3).

Таблица 2

Эмпирические зависимости изменения средней скорости движения автомобилей-самосвалов от уклона карьерных автодорог (щебеночное покрытие)

Автомобиль-самосвал	Движение с грузом на подъем	Движение порожнего на спуск
БелАЗ-75191	$V=31,79-3,89i+0,16i^2$	$V=29,3+0,92i-0,25i^2$
БелАЗ75211	$V=30,56-2,79i+0,09i^2$	$V=24,26+2,42i-0,29i^2$

Генерация мгновенной скорости движения на каждом участке трассы осуществлялась следующим образом. Первоначально определяется величина математического ожидания скорости движения автомобиля-самосвала на j -м участке трассы, зависящие от угла подъема трассы i_j и радиуса поворота R_j . Далее по параметрам заданного нормального распределения и сгенерированной нормально распределенной случайной величины определяется мгновенная скорость движения автомобиля-самосвала на j -м участке трассы и ее предельно допустимые значения по условию:

$$V_{\min} = 3\sigma, V_{\max} = V + 3\sigma.$$

Таблица 3

Пример формирования при моделировании скорости движения автомобилей-самосвалов (движение с грузом на подъем автомобиля-самосвала БелАЗ-75191)

Уклон, I о/оо	Мат. ожидание, V	σ , км/ч
0	28	3
10	27	3
20	27	4
-	-	-
-	-	-
130	10	2
140	10	2

Исходные данные для разработки модели получены по результатам экспериментальных исследований автомобиля-самосвала БелАЗ-75191, которые проводились в условиях Сарбайского карьера на реальных карьерных трассах с диапазоном расстояния транспортирования 0,8 – 5,0 км и с максимальным средневзвешенным уклоном до 50 %, а также на горизонтальной площадке перегрузочного пункта при движении по кругу при максимальном угле поворота управляемых колес. Заданный диапазон автомобильных трасс по расстоянию, пересеченности профиля и извилистости был обеспечен на 10 маршрутах. При этом записывались следующие параметры:

Путь (расстояние), м	S
Масса груза, кг	Q
Скорость движения, м/с	V
Время движения по всем режимам (тяга, накат, торможение), с	t
Ток правого тягового электродвигателя	I_1
Ток левого тягового электродвигателя	I_2
Напряжение правого тягового электродвигателя	U_1
Напряжение левого тягового электродвигателя	U_2
Ток генератора	I
Напряжение генератора в режиме тяги	U_t
Напряжение генератора в режиме торможения	U_{tr}
Частота вращения правого тягового электродвигателя	$n_{пр}$
Частота вращения левого тягового электродвигателя	$n_л$
Степень поля ослабления по замыканию контактов в схеме управления.	

На основе экспериментальных данных построена регрессионная зависимость силы тока $I(a)$ тяговых электродвигателей мотор-колес от действующего момента M (нм) на оси ведущего колеса. Эта зависимость имеет следующее выражение:

$$I = 54,11 + 0,15M - 5,2 \cdot 10^{-6} \cdot M^2. \quad (1)$$

Эксперимент по измерению параметров при движении автомобиля-самосвала по замкнутому радиусу с максимальным углом поворота управляемых колес дал возможность установить зависимости распределения токовой нагрузки тяговых электродвигателей разных бортов при повороте. Теоретически построить такие зависимости не представляется возможным. Приведенные в ряде источников эмпирические выражения (2) дают неоднозначные результаты

при варьировании определяющими факторами. Установленная зависимость между токами внутреннего I_2 и наружного I_1 тяговых электродвигателей по отношению к центру поворота от радиуса кривизны R имеет следующий вид:

$$I_2/I_1 = 2,2 - 0,01R. \quad (2)$$

Эксперимент по измерению параметров при движении автомобиля-самосвала по замкнутому радиусу с максимальным углом поворота управляемых колес был повторен при $R = \text{const}$ и различной массе груза Q (т) с интервалом времени 5 с. При этом измерялись:

Частота вращения внутреннего к центру поворота тягового электродвигателя	n_1
Частота вращения наружного к центру поворота тягового электродвигателя	n_2
Ток внутреннего к центру поворота тягового электродвигателя	I_1
Ток наружного к центру поворота тягового электродвигателя	I_2

Полученные данные после статистической обработки представлены в табл.4.

В ходе эксперимента выявлено, что время использования рабочего тормоза составляет не более одного процента от общего времени движения. При этом замедление груженого автомобиля-самосвала не превышает 1 м/с^2 , а порожнего - 2 м/с^2 . В пределах 20 % общего времени движения в цикле составляет режим максимальной мощности. Режим работы электрической трансмиссии без нагрузки занимает около 30 %. По данным табл.4 получена следующая зависимость:

$$I_2/I_1 = 2,530 + 0,005 Q. \quad (3)$$

Результаты экспериментальных измерений элементов рабочего цикла движения автомобиля-самосвала во времени приведены в табл.5.

Таблица 4

Параметры работы тяговых электродвигателей при движении автомобилей-самосвалов БелАЗ-75191 по замкнутому радиусу поворота $R=9 \text{ м}$

Масса груза, Q , т	n_1/n_2		M_1/M_2		I_1/I_2	
	M	σ	M	σ	m	σ
0	1,52	0,3	1,68	0,2	2,53	0,3
50	1,52	0,3	1,77	0,3	2,81	0,4
90	1,55	0,3	1,82	0,4	2,98	0,3

Тягово-динамические показатели движения автомобилей-самосвалов представлены в модели уравнениями регрессии 3-го порядка, полученными в результате аппроксимации паспортных характеристик. Для динамического фактора эти зависимости имеют вид: для автомобиля-самосвала БелАЗ-75191:

$$D = 2,19 - 0,48V + 4,41 \cdot 10^{-2} V^2 - 1,37 \cdot 10^{-3} V^3; \quad (4)$$

для автомобиля-самосвала БелАЗ-75211:

$$D = 2,51 - 0,61V + 5,43 \cdot 10^{-2} V^2 - 1,45 \cdot 10^{-3} V^3. \quad (5)$$

Соответственно максимальная сила электродинамического торможения имеет следующие выражения:

для автомобиля-самосвала БелАЗ-75191:

$$F_T = 1,4 \cdot 10^4 - 10^4 V + 0,09 \cdot 10^4 V^2; \quad (6)$$

для автомобиля-самосвала БелАЗ-75211:

$$F_T = 1,89 \cdot 10^5 - 1,8 \cdot 10^5 V + 1,09 \cdot 10^5 V^2 \quad (7)$$

Адекватность имитационной модели оценена на основе сопоставления параметров движения автомобилей-самосвалов, полученных экспериментальным путем и в результате моделирования (см. табл. 5).

По данным результатов моделирования относительная погрешность общего времени движения автомобилей-самосвалов с грузом по сравнению с экспериментальными составила 3 %, порожняком – 2,8. При движении в режимах тяги, наката, торможения относительная погрешность находится практически в тех же пределах. Несколько большее время движения в режиме наката по данным эксперимента, по сравнению с результатами моделирования (11,2 %) объясняется тем, что в модели не учтен психологический фактор реакции водителя на скорость при движении автомобиля-самосвала “сверху - вниз”. Расчетные значения средней мощности по экспериментальным данным значений тока и напряжения электрических машин практически совпадают с данными, полученными по результатам моделирования. Результаты эксперимента и расчеты по данным эксперимента позволили представить использование мощности электротрансмиссии автомобилей-самосвалов с грузом и порожняком. При движении порожняком режим работы автомобиля-самосвала накатом и рабочего торможения (режим работы электротрансмиссии без нагрузки) составляет 30-35 %. Режим максимальной мощности при движении с грузом находится в пределах 20-25 %.

Таблица 5

Экспериментальные данные элементов рабочего цикла движения
Автомобиля-самосвала БелАЗ-75191 на установленной трассе
(S=1760 м, H=76,14 м, П=58,8 о/оо, К=2,49 град/м)

Номер эксперимента	Время движения с грузом, с				Время движения порожняком, с			
	общее	тяга	накат	торможение	общее	тяга	накат	торможение
1	410	383	19	8	289	100	139	50
2	465	433	26	6	285	98	138	52
3	444	430	10	4	210	78	120	12
4	450	424	6	10	260	128	104	28
Среднее	445	423	15	7	268	100	132	36

Температурный режим тяговых электродвигателей определяется по величине температуры в области якоря. С этой целью в модели предусмотрен цикл расчета эквивалентной теплоотдачи якоря на каждом i-м участке трассы в транспортном цикле:

$$B_{\text{я}} = \alpha_{\text{vj}} \cdot S_{\text{я}} \quad (8)$$

где $S_{\text{я}}$ – площадь обдуваемой поверхности якоря, см²; $\alpha_{\text{vj}} = \alpha_n (1 + \sqrt{V_{\text{vj}}})$ – коэффициент теплоотдачи для фактической скорости вентилятора; α_n – коэффициент теплоотдачи, равный

0,002, при выключенном вентиляторе; $V_{\text{vj}} = \sqrt{V_{\text{яj}}^2 + 1,5 \left(\frac{8Q_B}{d_{\text{я}} - d_{\text{ст}}} \right)^2}$ – эквивалентная скорость

вентилятора; $V_{\text{яj}}$ – окружная скорость якоря, зависящая от скорости движения автосамосвала; Q_B – производительность вентилятора, функция частоты вращения вала силовой установки; $d_{\text{я}}$, $d_{\text{ст}}$ – диаметр якоря и стального пакета.

Затем рассчитывается эквивалентная постоянная времени:

$$T_{\Delta j} = \frac{C_{\Delta j}}{B_{\Delta j}}, \quad (9)$$

где $C_{\Delta j}$ - эквивалентная теплоемкость якоря:

$$C_{\Delta j} = 1,55G_{\text{оя}}C_M + 0,7G_{\text{ст}}C_{\text{ст}}, \quad (10)$$

где $G_{\text{оя}}$, $G_{\text{ст}}$ - соответственно масса обмотки якоря и стального пакета; C_M , $C_{\text{ст}}$ - теплоемкость меди и стали.

Среднее значение превышения температуры вентилируемого воздуха над температурой окружающей среды вычисляется по формуле

$$\tau_{\text{вj}} = \frac{60\Delta P_{dj}}{2C_b Q_b}, \quad (11)$$

где C_b - теплоемкость воздуха, Дж/м³град.; ΔP_{dj} - потери мощности электродвигателя на j-м участке, Вт, которые рассчитываются по формуле

$$\Delta P_{dj} = N_j \cdot \langle 1 - \eta_j \rangle, \quad (12)$$

где N_j - мощность, подводимая к тяговому электродвигателю на j-м участке, Вт; η_j - коэффициент полезного действия на j-м участке трассы.

Далее определяется значение перегрева обмоток якоря над вентилируемым воздухом:

$$\tau_{\text{яj}} = \frac{\Delta P_M \left(1 - \alpha_{vj} \frac{C_1}{\lambda} \right) + \Delta P_c \left(1 - \alpha_{vj} \frac{C_2}{\lambda} \right)}{\alpha_{vj} \cdot C_3}, \quad (13)$$

где λ - удельная теплопроводность изоляции; ΔP_M - потери мощности в медной составляющей якоря, которые рассчитываются по формуле

$$\Delta P_M = I_j^2 \cdot (T_j - 20) \alpha_M \cdot r_{\text{я}}, \quad (14)$$

где $r_{\text{я}}$ - сопротивление обмотки якоря; I_j - значения тока; α_M - температурный коэффициент меди; ΔP_c - потери мощности в стали якоря.

$$C_1 = \frac{t_{\text{яз}}}{P'} + \frac{M_{\text{к}} \cdot \Pi \cdot d_{\text{к}}}{P' \cdot 2Z}, \quad (15)$$

где Z - число пазов якоря;

$$P' = 1,33b_n + 2h; \quad (16)$$

где b_n - ширина паза; h - высота паза;

$$C_2 = \frac{0,5\tau \cdot t_{\text{зя}}}{P' \cdot r_{\text{я}}}; \quad (17)$$

$$C_3 = \Pi D_{\text{я}} (r_{\text{я}} + 0,5\tau) + 0,5M_{\text{к}} d_{\text{я}} r_{\text{я}}. \quad (18)$$

Установившийся перегрев обмоток якоря:

$$\tau_{\text{яj}} = \tau_{\text{яj}} + \tau_{\text{вj}}. \quad (19)$$

Перегрев к концу j -го участка рассчитывается по выражению

$$\tau_{яkj} = \tau_{яuj} \left(1 - e^{-\frac{t_j}{T_{эj}}} \right) + \tau_{яuj} - 1 \cdot e^{-\frac{t_j}{T_{эj}}}, \quad (20)$$

где t_j - время движения на j -м участке.

При движении накатом и стоянках ($I_j=0$) формула (20) принимает вид:

$$\tau_{яkj} = \tau_{яuj} - 1 \cdot e^{-\frac{t_j}{T_{эj}}}$$

По результатам моделирования вычислялся коэффициент перегрева обмотки якоря:

$$K_r = \tau_{cp} / \tau_d, \quad (21)$$

где τ_{cp} - средняя установившаяся температура перегрева обмотки якоря; τ_d - допустимая температура перегрева, по классу изоляции II допустимая температура перегрева составит 160 °С.

На рис.1. представлена по результатам моделирования динамика изменения температурного режима тяговых электродвигателей ДК-722 автомобиля-самосвала БелАЗ-75191 при движении их на наиболее характерных профилях трасс длиной 1,5 км. В грузовом направлении, при средневзвешенном уклоне 45 % и выше, температура тяговых электродвигателей поднимается до допустимого уровня через 200-250 с. При этом скорость нарастания температуры достигает 0,92 градусов в секунду. Средняя температура при движении с грузом находится в пределах 160-180°С. Среднее значение тока тяговых электродвигателей составляет 600- 640А.



Рис.1. Изменение температурного режима тяговых электродвигателей за цикл работы

При движении порожняком температура снижается со 180 до 40°С, т.е. в 4,5 раза. Средняя скорость снижения составляет 0,54 градусов в секунду. Охлаждение осуществляется за

счет увеличения скорости движения автомобилей-самосвалов в 1.5-2 раза и снижения токовой нагрузки в среднем в 2-2,5 раза. На стоянках при ожидании погрузки и разгрузки снижение температуры незначительное (2-6°C) в связи с минимальной производительностью вентилятора.

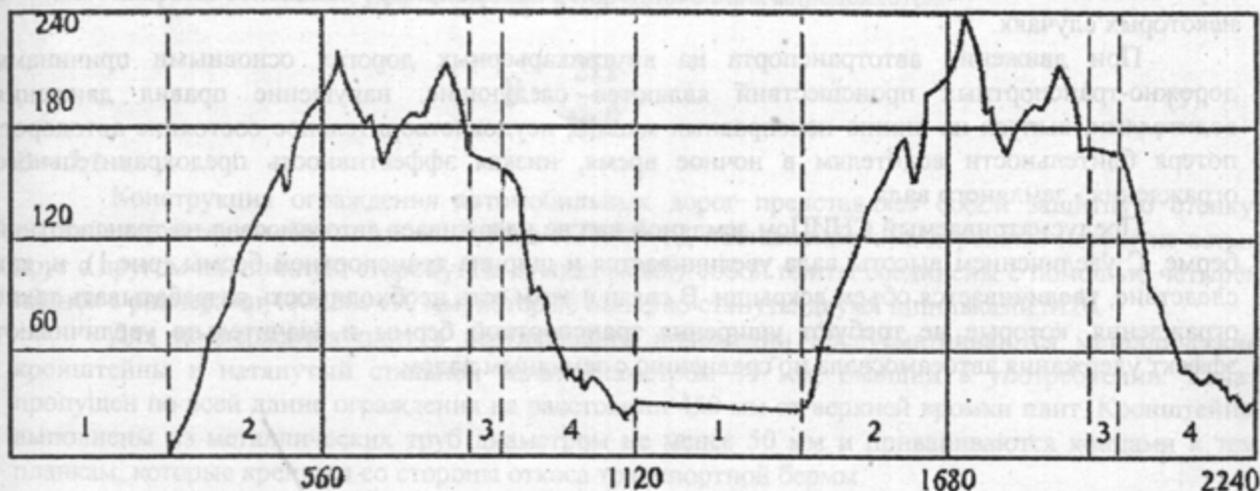


Рис. 2. Изменение температурного режима тяговых электродвигателей за два транспортных цикла:

- 1 — ожидание и погрузка; 2 — движение с грузом; 3 — разгрузка;
4 — движение без груза

В последующие за первым рейсом транспортные циклы динамика температурного режима тяговых двигателей в основном сохраняется (рис 2). При этом средняя температура нагрева стабилизируется на уровне 180°C при движении с грузом и 80-85° - порожняком, а перед очередной погрузкой составляет 45-50°C.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Антипцев В.Н., Бочков В.И., Москалев Б.И. Анализ методов схематизации и условий обработки процессов нагружения в связи с разработкой норм прочности автотранспортных средств//III Всесоюзное научно-техническое совещание «Динамика и прогноз автомобиля»: Тез.докл. — М., 1988. — С.26-27.
2. Особенности работы тягового электропривода с последовательно соединенными электродвигателями/Прокопович А.В., Иванов В.И., Пафомов В.Г., Игнатьев Е.И.: Сб.науч.тр.Моск. энерг.ин-та, — М., 1987. - №136. — С.76-81.
3. Токарев А.А. Топливная экономичность и тягово-скоростные качества автомобилей. — М: Машиностроение, 1984. — 280 с.

УДК 622.684

Н.В. Мокрушин

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ УДЕРЖИВАЮЩЕГО ПОРОДНОГО ВАЛА И ЗАЩИТНОЙ СТЕНКИ ДЛЯ КАРЬЕРНЫХ АВТОДОРОГ

В настоящее время с увеличением объема перевозок средствами автотранспорта на карьерах возрастает и грузоподъемность автосамосвалов. С 40 т в 1950 г. грузоподъемность автосамосвалов возросла до 110 т в 1975 г., а в настоящее время этот показатель увеличился до 180

т. Протяженность карьерных автодорог увеличивается с ростом глубины карьеров, условия эксплуатации автотранспорта ухудшаются. Около 20 % дорожно-транспортных происшествий на карьерах горнодобывающей промышленности связаны с переездом автосамосвалами ограждающего породного вала и падением их в выработанное пространство карьера, что обуславливает значительный материальный и моральный ущерб из-за тяжелых исходов в некоторых случаях.

При движении автотранспорта на внутрикарьерных дорогах основными причинами дорожно-транспортных происшествий являются следующие: нарушение правил движения водителями, выпуск на линию неисправных машин, неудовлетворительное состояние автодорог, потеря бдительности водителям в ночное время, низкая эффективность предохранительного ограждения - земляного вала.

Предусматриваемый СНИПом земляной вал не удерживает автосамосвал на транспортной берме. С увеличением высоты вала увеличивается и ширина транспортной бермы (рис.1), и, как следствие, увеличивается объем вскрыши. В связи с этим есть необходимость разрабатывать такие ограждения, которые не требуют уширения транспортной бермы и значительно увеличивают эффект удержания автосамосвала по сравнению с земляным валом.

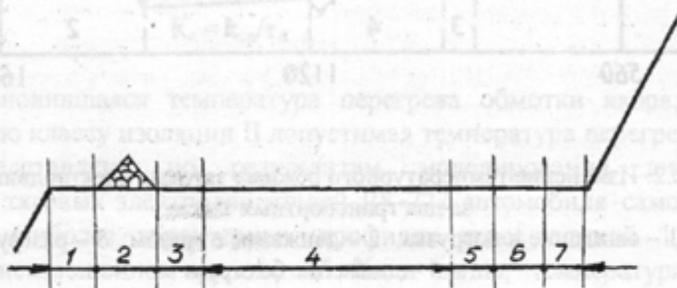


Рис. 1. Автотранспортная берма:

- 1 — ширина возможного обрушения; 2 — ширина основания ограждения; 3 — ширина обочины со стороны ограждения; 4 — ширина проезжей части; 5 — ширина со стороны кювета; 6 — ширина кювета — водоотводный канал; 7 — ширина закуветной полки для сбора осыпей со стороны вышележащего уступа (откоса)

В данной работе приводится сравнительный расчет параметров удерживающего породного вала и защитной стенки, состоящей из железобетонных плит и насыпного полувала из вскрышных пород для удержания автосамосвала типа БелАЗ - 7549.

Расчет параметров удерживающего породного вала для автосамосвалов БелАЗ - 7549 основан на замедлении движения автосамосвала до полной остановки при наезде на вал, создаваемом уклоном естественного откоса вала, то есть благодаря силе сопротивления подъему.

Основные параметры породного вала - угол естественного откоса, высота и ширина поперечного сечения вала, а также длина тормозного пути.

Длина тормозного пути при движении автосамосвала по валу до полной остановки определяется по формуле

$$S = \frac{G \cdot V^2}{2g[G_{\text{сц}} Y + G(f \pm \sin i \cdot \cos \alpha + \sin \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta)]}, \quad (1)$$

где G - масса порожнего автосамосвала БелАЗ - 7549 - 66980 кг; $G_{\text{сц}}$ - сцепная масса автосамосвала - 36000 кг; V - скорость движения автосамосвала БелАЗ - 7549 в начале наезда на вал - 8,33 м/с (30 км/ч); Y - коэффициент сцепления колес с откосом вала - 0,7; f - коэффициент сопротивления качению - 0,03; i - продольный уклон автодороги - 80 %; β - угол естественного откоса вала - 36 град; α - угол наезда автосамосвала на вал, образованный траекторией движения и основанием вала - 20 град; $S = 11,3$ м.

Высоту удерживающего породного вала можно определить:

$$H = S \sin[\arctg(\sin \alpha \operatorname{tg} \beta)], \quad (2)$$

$H = 2,6$ м.

Ширина основания удерживающего породного вала определяется:

$$B = \frac{2H}{\operatorname{tg} \beta}, \quad (3)$$

$B = 7,2$ м.

Конструкция ограждения автомобильных дорог представляет собой защитную стенку, состоящую из железобетонных плит типа ПТК-50-12, поставленных на дорожное покрытие встык друг с другом на длинную сторону. На стыках между собой плиты соединены с помощью четырех планок с размерами 400x200x10 мм, которые попарно стянуты двумя шпильками М20.

Для поддержания плит в вертикальном положении предусматриваются металлические кронштейны и натянутый стальной канат диаметром 39 мм, бывший в употреблении. Канат пропущен по всей длине ограждения на расстоянии 450 мм от верхней кромки плит. Кронштейны выполнены из металлических труб диаметром не менее 50 мм и привариваются концами к тем планкам, которые крепятся со стороны откоса транспортной бермы.

Для обеспечения необходимой массы ограждения, а также устойчивости ограждения против скольжения за плитами, в сторону нижележащего уступа, насыпается полувал из вскрышных пород на расчетную величину.

Расчет величины перемещения ограждения при наезде на него автосамосвалом БелАЗ - 7549 основан на применении теоремы о количестве движения при неупругом ударе (рис.2). При наезде автосамосвала на неподвижное ограждение скорость движения системы автосамосвал-ограждение определяется по формуле

$$U = \frac{m V \sin \alpha}{m_1 + m_2 + m}, \quad (4)$$

где m - масса автосамосвала, кг; V - скорость движения автосамосвала при наезде, м/с; α - угол наезда автосамосвала на ограждение, град; m_1 - масса плиты, кг; m_2 - масса насыпного полувала, кг.

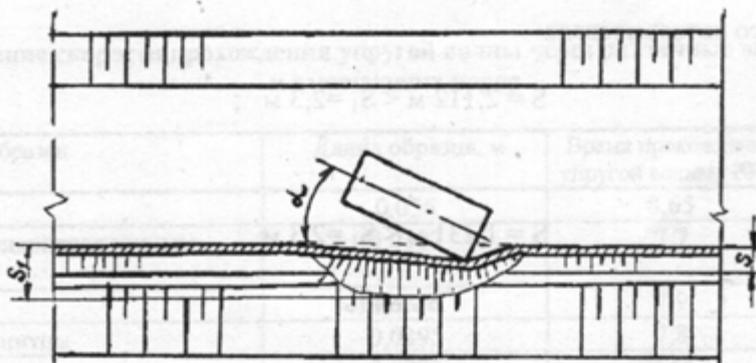


Рис. 2. Схема к определению величины перемещения ограждения при наезде автосамосвала БелАЗ-7549: S_1 - расстояние от передней грани до края транспортной бермы; S - величина перемещения; α - угол наезда

При продолжительности удара $t = 1$ с определяется длина перемещения ограждения:

$$S = u \cdot t. \quad (5)$$

Для того, чтобы автосамосвал не сошел с транспортной бермы, должно выполняться следующее условие: $S < S_1$, где S_1 - расстояние от плиты до края транспортной бермы.

Для расчета ограждения автосамосвала БелАЗ - 7549 принимаются следующие исходные данные: масса снаряженного автосамосвала $m_{пор} = 66980$ кг; масса груженого автосамосвала $m_{гр} = 147130$ кг; скорость движения порожнего автосамосвала $V_{пор} = 8,33$ м/с (30 км/ч); скорость движения груженого автосамосвала $V_{гр} = 4,17$ м/с (15 км/ч); вероятный угол наезда $\alpha = 20^\circ$; железобетонная плита марки ПТК-50-12 с размерами $1,2 \times 0,25 \times 6$ м и массой $m_1 = 1830$ кг; насыпной полувал с размерами $1,2 \times 2,3 \times 6$ м и массой $m_2 = 21528$ кг. Определяем длину перемещения системы автосамосвал - ограждение при движении по скальной породе. При наезде порожнего самосвала скорость движения системы автосамосвал - ограждение:

$$U = \frac{m_{пор} \cdot V_{пор} \cdot \sin \alpha}{m_1 + m_2 + m_{пор}} = \frac{66980 \cdot 8,33 \cdot 0,342}{1830 + 21528 + 66980} = 2,112 \text{ м/с}$$

Длина перемещения системы автосамосвал - ограждение при продолжительности времени удара l с:

$$S = u \cdot t = 2,112 \cdot 1 = 2,112 \text{ м}$$

При наезде груженого самосвала скорость движения системы автосамосвал-ограждение:

$$U = \frac{m_{гр} \cdot V_{гр} \cdot \sin \alpha}{m_1 + m_2 + m_{гр}} = \frac{147130 \cdot 4,17 \cdot 0,342}{1830 + 21528 + 66980} = 1,231 \text{ м/с}$$

Длина перемещения системы автосамосвал-ограждение:

$$S = u \cdot t = 1,231 \text{ м}$$

Таким образом, необходимое условие удержания автосамосвала на транспортной берме выполняется:

для порожнего автосамосвала:

$$S = 2,112 \text{ м} < S_1 = 2,3 \text{ м} ;$$

для груженого:

$$S = 1,231 \text{ м} < S_1 = 2,3 \text{ м}$$

Выводы

Сравнивая приведенные результаты расчетов параметров породного вала и защитной стенки для удержания при наезде автосамосвалов типа БелАЗ-7549, видим, что для размещения удерживающего породного вала требуется 7,2 м ширины транспортной бермы, а для защитной стенки - 2,3 м, т.е. в 3 раза меньше. Это ведет к значительному сокращению объемов вскрышных работ, улучшению условий эксплуатации карьерных автодорог и повышению эффективности удержания автосамосвалов на транспортной берме.

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.725

В.Я. Потапов, Е.Ф. Цыпин, О.Г. Латышев, Е.И. Медведев

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК АСБЕСТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ ДЛЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

В известных работах по исследованию теплофизических характеристик асбеста и серпентинита [1] и использованию их в целях разделения асбестовых руд [2,3] приведено недостаточно данных для разработки методов и средств контроля содержания асбеста для предварительного обогащения. Это вызвало необходимость детального изучения теплофизических свойств асбеста и вмещающих пород. Так как методики определения этих свойств трудоемки, процесс изучения осуществлялся на образцах, характеризующих минералогический состав руд Баженовского месторождения, без разделения их на монофазы и классы крупности.

В большинстве горных пород перенос тепловой энергии происходит за счет механизма теплопроводности, т.е. распространение тепла осуществляется передачей энергии упругими колебаниями кристаллической решетки породы.

Методика измерения теплопроводности асбеста и вмещающих пород практически отсутствует, но характер распространения тепловых волн аналогичен распространению звуковых волн. В физике горных пород принята закономерность: звуковые волны имеют такую же природу распространения в образце, что и тепловые. Поэтому для измерения и прогноза теплопроводности использовался метод звуковой локации.

Таблица 1

Определение скорости прохождения упругой волны через различные виды образцов асбеста и вмещающих пород

Образец	Длина образца, м	Время прохождения упругой волны, 10^{-6} с	Скорость упругой волны, м/с
Серпентинит	0,036	8,65	4161,84
Серпентинит с мелковкрапленным асбестом	0,0387	7,7	5025,97
Дунит	0,0362	7,9	4582,28
Серпентинит с дунитом	0,0395	7,8	5064,1
Серпентинит с перидотитом	0,0372	8,45	4402,37
Асбест ожелезненный вдоль волокон	0,051	10,6	4811,32
Асбест ожелезненный поперек волокон	0,0418	58,3	716,98
Асбест без железа вдоль волокон	0,0474	10,9	4348,62
Асбест без железа поперек волокон	0,0377	60,5	623,14

Метод звуковой локации заключается в измерении скорости упругих волн. Измерения проводились "теневым" методом, в котором с одной стороны образца помещен излучатель, а с другой - приемник. Акустический контакт между ультразвуковыми преобразователями и

исследуемым образцом обеспечивают нанесением на поверхность соприкосновения образца с преобразователем тонкого слоя какой-либо плотной вязкой массы, например солидола, технического вазелина, пластилина.

При измерении скорости упругих волн использовалась стандартная измерительная аппаратура, с помощью которой определяли время прохождения упругих волн через образец.

Скорость упругих волн вычисляют по формуле

$$v = l / (t - t_n),$$

где l - длина прозвучиваемого образца, м; t - время прохождения упругой волны через образец, с; t_n - время задержки прибора, с.

Результаты измерений приведены в табл. 1.

В результате проведенного эксперимента видно, что асбест по-разному проводит звуковые волны. Так как структура асбеста волокнистая, то скорость распространения упругих волн вдоль волокон значительно больше скорости распространения волн поперек волокон. Из этого следует, что теплопроводность асбеста вдоль волокон больше, чем поперек. В то же время теплопроводность вмещающих пород незначительно отличается от теплопроводности асбеста вдоль волокон. Эта закономерность затрудняет применение такого теплофизического свойства, как теплопроводность в предварительном обогащении асбестосодержащих руд.

Для измерения удельной теплоемкости асбеста и вмещающих пород использован калориметрический метод. Для этого образцы подвергались нагреву в термопечи до температуры 200°. Затем проводилось охлаждение каждого образца в сосуде с водой, где была известна масса и температура воды до погружения нагретого образца.

После полного охлаждения образца снова измерялась температура воды. По снятым показаниям температуры проводились расчеты удельной теплоемкости образца по формуле

$$c = c_w m_w (t_k - t_n) / m_{\text{асб}} (200 - t_k),$$

где c_w - теплоемкость воды, Дж/град·г; m_w - масса воды, г; t_k - конечная температура воды, град; t_n - начальная температура воды, град; $m_{\text{асб}}$ - масса образца, г.

Результаты исследования приведены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты эксперимента по определению удельной теплоемкости асбеста и вмещающих пород

Образец	Масса образца, г	Температура воды начальная, °С	Температура воды конечная, °С	Удельная теплоемкость, Дж/град·г
Серпентинит	40	13,2	29,1	1,95
Серпентинит с мелковкрапленным асбестом	50	11,5	30,0	1,82
Серпентинит с дунитом	55	13,8	32,1	1,66
Дунит	58	13,1	32,9	1,71
Серпентинит с перидотитом	51	26,6	41,2	1,61
Асбест ожелезненный	132	10,2	32,0	0,82
Асбест без железа	86	20,2	38,0	1,07

Из результатов определения удельной теплоемкости минералов видно, что асбест по своим параметрам отличается от вмещающих пород. Среднее значение удельной теплоемкости вмещающих пород 1,75, а асбеста - 0,94 Дж/град·г показывает, что такой параметр, как удельная теплоемкость, может служить разделительным фактором при предварительном обогащении асбеста, но при условии технической реализации измерения теплоемкости в условиях действующих фабрик.

Температуропроводность характеризует изменение температуры объема тела в единицу времени и фигурирует в основном уравнении термодинамики:

$$dT/dt = a(d^2T/dx^2 + d^2T/dy^2 + d^2T/dz^2),$$

где T - температура, К; t - время, с; x, y, z - координаты пространства; a - коэффициент температуропроводности, m^2/c .

Измерение объемного коэффициента температуропроводности основано на том, что при нестандартном тепловом режиме наиболее равномерное распределение тепла в теле наблюдается в момент перехода его от нагрева к охлаждению и в момент, когда температура тела близка к температуре среды.

Температуру образца проще всего измерять с помощью термопары.

Для измерения температуропроводности образцы асбеста и вмещающих пород подготовлены в виде параллелепипедов и цилиндров правильной формы, внутрь которых впаяна термопара. Термопара размещена в середине образца. Такое расположение обеспечивает максимальное усреднение значения температур для тел в форме параллелепипеда или цилиндра.

Испытание образцов осуществлялось в термостате с нагреванием образца в течение часа до температуры выше 30° . Затем поочередно образцы подвергались полному охлаждению в пульсирующей водной среде с температурой $15-20^\circ$.

Показания кинетики охлаждения образца регистрировались с помощью милливольтметра, подключенного к термопаре, за определенные промежутки времени до полного охлаждения образца.

Результаты экспериментов были обработаны на ЭВМ и сведены в табл. 3.

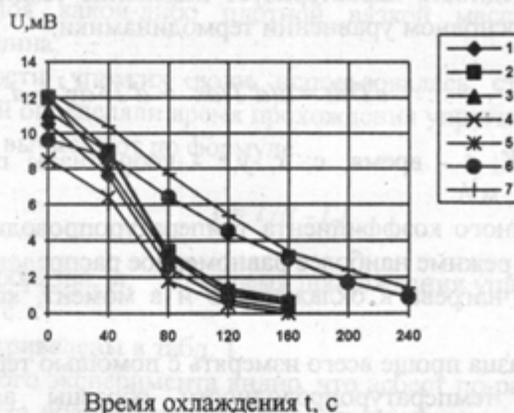
Таблица 3

Результаты эксперимента по определению удельного коэффициента температуропроводности

Образец	Коэффициент температуропроводности, m^2/c	Коэффициент формы, m^2	Расчетный интервал времени, с	Расчетный интервал температур, $^\circ C$
Серпентинит	$6,22 \cdot 10^{-7}$	$3,08 \cdot 10^{-5}$	20 - 100	70 - 27,5
Серпентинит с мелковкрапленным асбестом	$6,43 \cdot 10^{-7}$	$3,15 \cdot 10^{-5}$	30 - 100	71,25 - 30
Дунит	$6,66 \cdot 10^{-7}$	$3,45 \cdot 10^{-5}$	30 - 80	67,5 - 36,25
Серпентинит с дунитом	$6,06 \cdot 10^{-7}$	$3,18 \cdot 10^{-5}$	30 - 100	57,25 - 31,25
Серпентинит с перидотитом	$8,3 \cdot 10^{-7}$	$3,46 \cdot 10^{-5}$	30 - 70	57,5 - 32,5
Асбест железненный	$5,47 \cdot 10^{-7}$	$5,9 \cdot 10^{-5}$	50 - 140	70 - 40
Асбест без железа	$4,29 \cdot 10^{-7}$	$4,84 \cdot 10^{-5}$	50 - 140	62,5 - 37,5

На рисунке представлены графики изменения показаний милливольтметра, установленного на выходе термопары.

В результате проведенного эксперимента были определены: объемный коэффициент температуропроводности, температура охлаждения, коэффициент формы, расчетный интервал времени и температуры, в которых производился расчет коэффициентов. По данным опыта установлено, что коэффициент температуропроводности асбеста имеет не столь большое отличие от коэффициентов вмещающих пород. Это может оказаться недостаточным для рекомендации этих коэффициентов в качестве разделительного признака для задач предварительной концентрации руд. В то же время из данных эксперимента видно, что образцы, изготовленные из вмещающих пород, по темпу охлаждения значительно отличаются от образцов из чистого асбеста.



Кинетика охлаждения:

- 1 - серпентинит, 2 - серпентин с мелковкрапленным асбестом,
 3 - дунит, 4 - серпентинит с дунитом, 5 - серпентинит с перидотитом, 6 - асбест ожеженный, 7 - асбест без железа

Имея волокнистую структуру, асбест значительно медленнее охлаждается; вмещающие породы, имея монолитную структуру, отдают свое тепло значительно быстрее.

Наибольшее различие в температуре асбеста и пород при охлаждении имеется в интервале времени охлаждения от 60 до 180 с (см. рисунок).

Таким образом, одним из способов исследования теплофизических свойств асбеста и вмещающих пород для их идентификации может служить измерение кинетики нагрева и охлаждения образцов.

Исследования теплофизических характеристик позволили установить, что есть существенное различие в этих свойствах у асбеста и вмещающих пород. Полученные температурные константы могут быть использованы не только для задач предварительной концентрации руды, но и для непрерывного контроля продуктов обогащения с целью оперативного управления процессом обогащения в разделительных аппаратах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Исследование комплекса физических свойств пород Баженовского месторождения: Отчет о НИР, N Гос. регистрации 73082128/Руководитель Г.Я.Ковин. - М., 1974. - 12 с.
2. Фотоэлектронная сортировка, новый перспективный метод обогащения неметаллорудных полезных ископаемых: Обзор. - М.: ЦНИИЭТСтром., 1968. - 26 с.
3. Owyer F.B, Thompson R.L., Ore sorting./Develop and Innosot. Aust. Process Ind/, Aust. Chem. Eg. Conf., Newcastle, 1972, Pop. Sudney, S.A. p. 81- 88.

УДК 622.725

Д.Н.Жуков

О СЕЛЕКТИВНОМ РАЗРУШЕНИИ КОМПОНЕНТОВ БЕРИЛЛСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Вопросы, связанные с более полной и качественной переработкой руд с целью сокращения отходов производства и сохранения полезного компонента, до сих пор имеют место в горной промышленности.

В современных условиях переработки полезных ископаемых, в частности, это касается производства драгоценных камней, до сих пор применяются механические способы разрушения руды.

Известно, что рудоподготовка предопределяет полноту извлечения промышленно полезных минералов. Главной целью рудоподготовки является наиболее полное и одновременно без переизмельчения раскрытие сростков этих минералов с минералами пустой породы и между собой. Неполное раскрытие естественно вызывает потери полезных минералов, а переизмельчение также приводит к их потерям в связи с низкой эффективностью обогащения тонких классов практически всеми методами обогащения.

Ситуация, сложившаяся на Малышевском руднике, где велись работы по добыче берилл-содержащих руд, из которых выделяют кристаллы бериллов, оставляет желать лучшего.

Берилл на уральских месторождениях изумруда является наиболее распространенным минералом. Кроме изумруда, здесь встречается зеленоватый, грязно-зеленый, бесцветный, молочно-белый, желтовато-белый и черный берилл. Кристаллосырье зеленого берилла может быть использовано в различной форме. Индивиды с ясно выраженными кристаллографическими формами представляют большую ценность как высококлассные минералогические образцы. Окрашенный непрозрачный берилл может быть использован как поделочное сырье.

К основным задачам, решаемым в процессе переработки изумрудосодержащих руд, относятся:

раскрытие кристаллов берилла без повреждения; очистка кристаллов от слюдитовой "рубашки"; разделка кристалла по дефектам (трещинам) на части с целью увеличения выхода заготовки.

Традиционно для раскрытия кристаллов берилла использовали операции дробления в щековых дробилках на первой стадии дробления и дезинтеграции в скрубберах. Руда подземного рудника крупностью 400 мм поступала в приемный бункер фабрики, далее пластинчатым питателем посылалась на грохот, верхний продукт которого дробился в щековой дробилке 600x900 мм до 200 мм и вместе с нижним продуктом грохота транспортером подавался в скруббер-дезинтегратор. Дробление как операция нежелательно для кристаллов, поскольку ведет к нарушению их целостности, появлению трещин, а также активизации микротрещин.

Очистка от слюдитовой "рубашки" и в настоящее время осуществляется или механическим путем, или с использованием процесса, получившего название «разрушение сжатой средой». Разделка кристаллов ведется путем их резки алмазными пилами. Все эти операции обладают общими недостатками: низкой селективностью, вредными механическими воздействиями на кристаллы.

В связи с тем, что низкая селективность существующих методов дробления и измельчения является одним из основных источников потерь промышленно полезных минералов при обогащении, поиск более избирательных процессов раскрытия минералов является весьма актуальным.

В НИИ высоких напряжений Томского политехнического института разработаны метод и аппаратура электроимпульсного разрушения, важнейшей особенностью которой, по утверждению авторов, главным образом определяющей перспективность ее использования, является высокая селективность разрушения материала, проявляющаяся в лучшем раскрытии зерен минералов и лучшей их сохранности от разрушения, поскольку, в отличие от щековых дробилок, исключено грубое механическое воздействие на кристалл.

Однако последующие исследования применимости электроимпульсного разрушения для изумрудосодержащих руд не дали достаточно надежных результатов, что и послужило толчком для дальнейших испытаний в данной области.

Используя электроимпульсный метод разрушения, провели лабораторные работы по дроблению компонентов бериллсодержащей пробы.

Проба была представлена следующими технологическими разновидностями (см. таблицу).

Исследования проводились на электроимпульсной дробилке в НИИ высоких напряжений. Диаметр отверстий нижнего сита в камере дробления составлял 15 мм, количество ударных импульсов было одинаковым для всех разновидностей, уровень напряжения $U=250$ кВ. Загрузка проводилась по одному куску каждого компонента в отдельности.

Технологические разновидности пробы

Номер пробы	Технологическая разновидность пробы	Содержание в руде, %	Наличие берилла в разновидности
1	Угристо-кремнистые сланцы	5-10	Нет
2	Серпентинит	40	"-
3	Флогопит-хлористый сланец	5	Есть
4	Актинолитовый сланец	5	Редко
5	Тремолит-гальковый сланец	10	"-
6	Плагиоклазит с флогопитом	2-3	Есть
7	Плагиоклаз, берилл, флогопит	2-3	"-
8	Рассланцованный диоритовый порфирит	30	Нет
9	Флогопит, флюорит	2-3	Нет
10	Флогопит, дымчатый кварц	2-3	"-

Устройство электроимпульсной дробилки представлено на рис.1. Технологическая схема дробления и измельчения материала включает источник разрядов, разрядную камеру, системы подачи исходного материала и удаления продукта дробления.

Тип и конструктивные особенности камеры определяются главным образом исходной крупностью материала и требуемой крупностью продукта. Тип электродной системы камеры в рассматриваемом случае - "стержень - плоскость". Поскольку конечная крупность дробления соответствует нескольким миллиметрам, то удаление готового продукта в накопитель производится через классифицирующие отверстия в электроде - "плоскости" (далее этот электрод назван ситом).

По окончании лабораторных исследований были получены ситовые характеристики (рис.2, 3, 4).

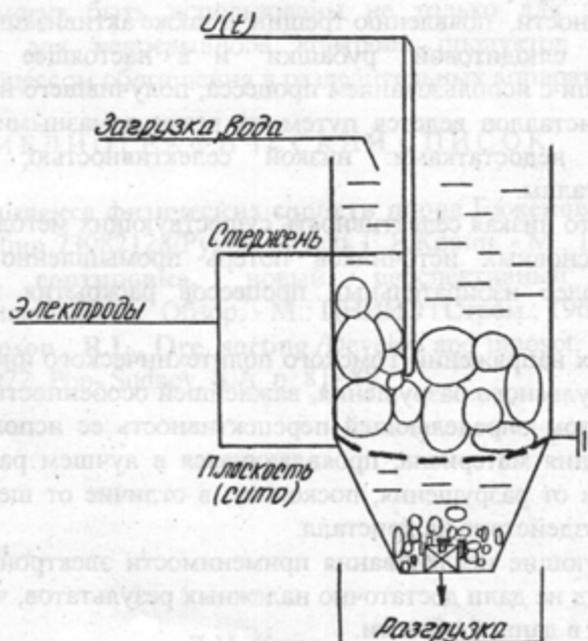


Рис.1. Принципиальная схема электроимпульсного разрушения материалов по схеме "стержень - плоскость"

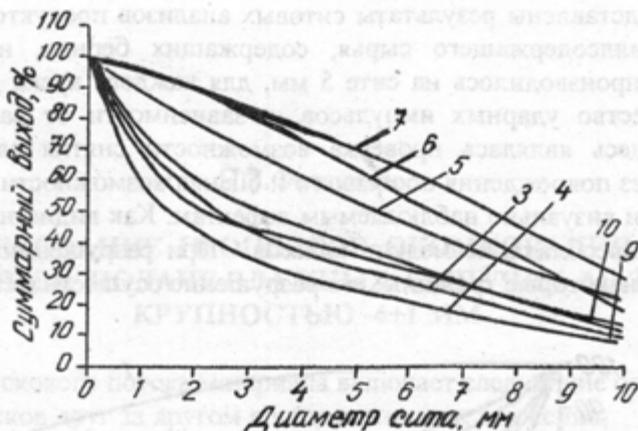


Рис.2. Ситовые характеристики разновидностей, ассоциированных с бериллом

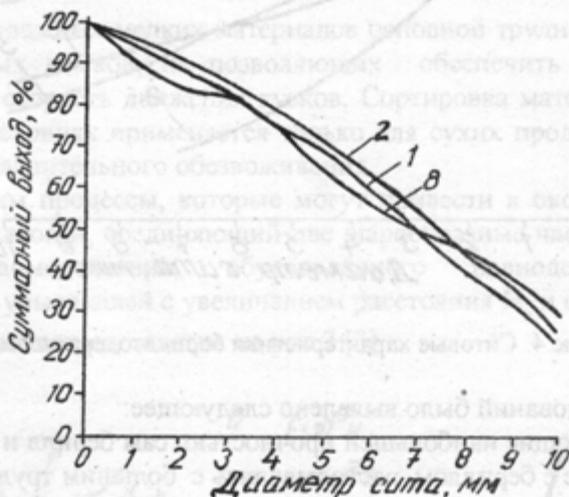


Рис.3. Ситовые характеристики разновидностей, не ассоциированных с бериллом

Компоненты 3,4,5,9,10 (см. таблицу) были раздроблены в одинаковых условиях. Как видно из графиков ситовых анализов продуктов дробления этих компонентов, в них наблюдается преобладание мелких классов, что свидетельствует о легкости разрушения бериллсодержащих технологических разновидностей с целью раскрытия кристаллов берилла как более прочного компонента. В таких разновидностях, как актинолитовый сланец, тремолит-талковый сланец, бериллы встречаются крайне редко. Результаты их ситовых анализов также приведены на рис.2 (№ 4, 5 соответственно).

Распределение компонентов № 6,7 по наиболее крупным классам крупности было обусловлено наличием в них кристаллов берилла, поэтому они дополнительно подверглись додробливанию на сите 5 мм, для дораскрытия бериллов. При тщательном визуальном анализе продуктов разрушения минеральных разновидностей № 6,7 определили то, что имеющиеся в них кристаллы берилла были раскрыты без механического повреждения.

На рис.3 приведены ситовые характеристики технологических разновидностей, в которых бериллы не встречаются (№ 1,2,8). Здесь, как видно, наблюдаются крупные классы.

Приведенные результаты свидетельствуют о возможности перераспределения минеральных разновидностей, содержащих и не содержащих берилл по разным классам крупности, что предполагает возможность их отделения от общей массы в крупнокусковом виде.

На рис. 4 представлены результаты ситовых анализов продуктов дробления минеральных разновидностей бериллсодержащего сырья, содержащих берилл, и непосредственно самого берилла. Дробление производилось на сите 5 мм, для каждого куса данной пробы назначалось определенное количество ударных импульсов, в зависимости от размера и прочности куска. Целью дробления здесь являлась проверка возможности снятия слюдитовой (флогопитовой) "рубашки" с куска, без повреждения последнего и оценка возможности дробления самого берилла только по трещинам и визуально наблюдаемым дефектам. Как видно на графиках, здесь в первом случае наблюдается преобладание мелких классов. При разрушении самого берилла (см.рис.4, кривая 1), имеющего некоторые трещины, его разрушение осуществляется строго по трещинам.

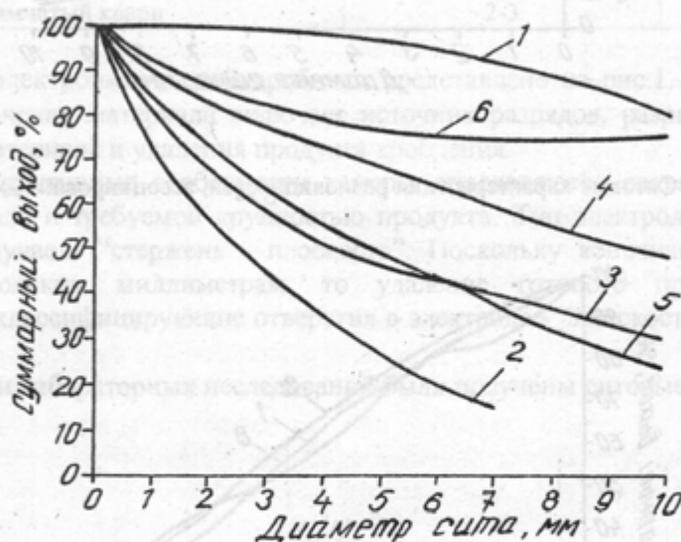


Рис.4. Ситовые характеристики бериллсодержащего сырья

В результате исследований было выявлено следующее:

компоненты, обладающие наибольшей прочностью, сам берилл и компоненты вмещающей породы, не ассоциированные с бериллом, раскалывались с большим трудом;

компоненты (в частности слюда), ассоциированные с бериллом, обволакивающие кристаллы берилла и являющиеся "рубашкой" для бериллов, раздробливались в мелочь;

остальные компоненты разрушались по трещинам и по плоскостям спайности.

По результатам исследований стало очевидно, что сам берилл, компоненты, содержащие бериллы, вмещающая порода могут подвергаться электроимпульсному разрушению в разной степени, в зависимости от собственной прочности, что свидетельствует об избирательности электроимпульсного дробления. Так, например, такие технологические разновидности, как флогопит-хлористые сланцы, флогопиты, флюориты, в которых кристаллы берилла (изумруда) встречаются часто, в результате дробления переходят в мелочь, а имеющиеся в них кристаллы (берилл, кварц) раскрываются без повреждения. Т.е., другими словами, для решения перечисленных выше задач электроимпульсный метод разрушения может быть применен. Использование этого метода позволяет до минимума снизить вредное разрушающее воздействие на кристалл берилла, что улучшит количественные, а также качественные показатели при рудоподготовке в промышленности, занимающейся производством драгоценных камней.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Королев О.Е. Малышевское рудоуправление. Добыча и переработка изумрудоносной руды//Горный журнал. - 1993. - №11. - С.53-57.

УДК 622.725

Н.З.Фаттахов

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ОКОМКОВАНИЯ ПРИ МОНОСЛОЙНОЙ ПОДАЧЕ ВЛАЖНЫХ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ КРУПНОСТЬЮ -4+1 ММ

Формирование кускового потока материала включает следующие операции:
расположение кусков друг за другом в направлении их движения;
формирование заданных расстояний между кусками;
обеспечение стабильной скорости движения кусков;
регулирование производительности;
стабилизацию траектории движения куска.

При раскладке влажных мелких материалов основной трудностью является склонность их к образованию прочных комков, не позволяющих обеспечить заданные расстояния между кусками и стабильную скорость движения кусков. Сортировка материала крупностью менее 5(4) мм в промышленных условиях применяется только для сухих продуктов, увеличение влажности материала требует предварительного обезвоживания.

Итак, рассмотрим процессы, которые могут привести к окомкованию частиц. На рис.1,а представлен мостик жидкости, соединяющий две шарообразные частицы [2]. Силовая диаграмма результирующего взаимодействия, обусловленного равнодействующей молекулярного притяжения монотонно убывающей с увеличением расстояния H_0 и силой отталкивания Борна при непосредственном контакте представлена на рис.2 [3].

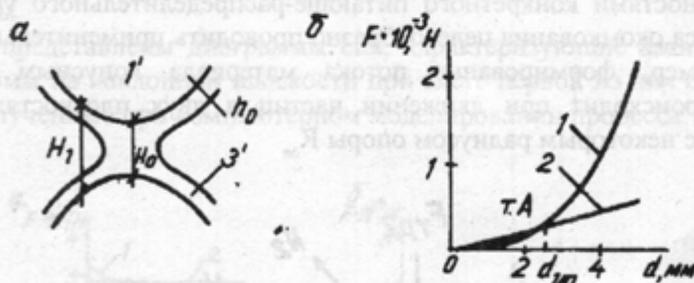


Рис.1. Мостик жидкости, соединяющий две шарообразные частицы (а) и зависимость силы тяжести $F_1(1)$ и силы сцепления $F_{cu}(2)$ от размера частиц (б) при плотности $\rho = 2,7 \cdot 10^3$ кг/м³: d - диаметр частиц, мм; $d_{кр}$ - диаметр частиц критический, мм; 1 и 2 - частицы; 3 - жидкость (вода); H_0 - расстояние между частицами, м; h_0 - толщина водной пленки, м

Как видим, для гидрофильных частиц сила притяжения преобладает только на расстояниях 10^{-4} - 10^{-3} см, в отличие от гидрофобных, следовательно, в случае раскладки абсолютно гидрофобных частиц явление окомкования будет сведено до минимума.

Пренебрегая силой отталкивания Борна (т.к. несопоставимо мала по сравнению с силой равнодействующей молекулярного притяжения), сила сцепления F_{cu} характеризуется силой моле-

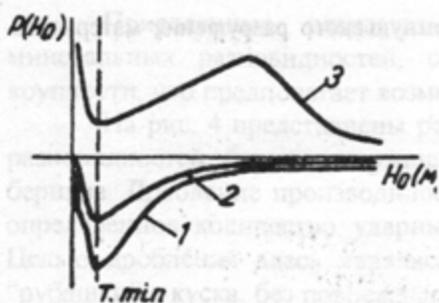


Рис. 2. Силовая диаграмма:

1 - кривая результирующего взаимодействия частиц в газе или в вакууме; 2 - кривая, характеризующая взаимодействие двух абсолютно гидрофобных частиц в жидкости; 3 - кривая, характеризующая взаимодействие двух абсолютно гидрофильных частиц в воде

кулярного притяжения и согласно термодинамической теории притяжения двух шарообразных частиц равна [1]:

$$F_{\text{сц}} = 2p(r_1 r_2 / (r_1 + r_2)) (2s_{13} - s_{11}), \quad (1)$$

где r_1 и r_2 - соответственно радиус первой и второй частиц, м; s_{13} - свободная энергия единицы поверхности раздела одного твердого тела и фазы 3; s_{11} - свободная энергия единицы поверхности в случае, если обе частицы тождественны по своим свойствам.

Предположим (см.рис.1,б), что силы, стремящиеся разделить слипшиеся частицы (например силы тяжести), пропорциональны их массам, следовательно кубам линейных размеров. А так как, согласно уравнению (1), силы прилипания пропорциональны линейным размерам, частицы с радиусами, меньшими определенной величины, слипнутся, а с большими - будут разъединены. Соответствующий критический радиус $R_{\text{кр}}$ и, следовательно

критический диаметр $d_{\text{кр}}$ для сферических частиц, легко вычислить из уравнения (1). Таким образом, при условии, что две шарообразные частицы абсолютно одинаковые, то формула для определения критического радиуса $R_{\text{кр}}$ и, соответственно, диаметр двух абсолютно одинаковых частиц шарообразной формы выглядит следующим образом:

$$R_{\text{кр}} = (0,75(2s_{13} - s_{11}) / \rho g)^{1/2}, \quad (2)$$

где ρ - плотность частиц, кг/м^3 ; g - ускорение свободного падения, м/с^2 .

Однако преодоление силы сцепления $F_{\text{сц}}$ за счет действия силы тяжести отрываемой частицы действительно только в случае неподвижности одной из частиц. Реальный же процесс формирования потока кускового материала характеризуется движением всех частиц и конструктивными особенностями конкретного питающе-распределительного устройства (ПРУ). Поэтому изучение процесса окомкования целесообразно проводить применительно к конкретному устройству. Так, например, формирование потока материала конусным гравитационным раскладчиком [5], [4] происходит при движении частиц в двух плоскостях: по наклонной плоскости и по выпуклой с некоторым радиусом опоры $R_{\text{сн}}$.

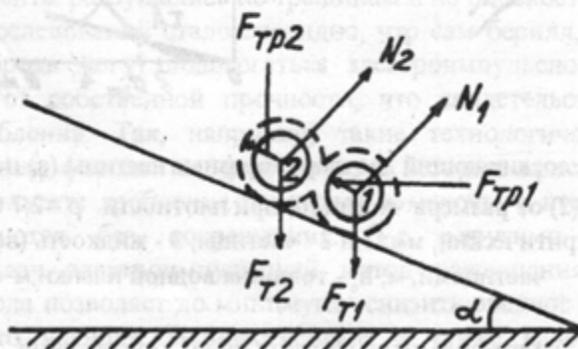


Рис. 3. Силы, действующие на 2 частицы на наклонной плоскости:

N_1 и N_2 - сила реакции опоры для первой и второй частицы соответственно, N ; F_{T1} и F_{T2} - сила тяжести для первой и второй частиц соответственно, N ; $F_{\text{тр}1}$ и $F_{\text{тр}2}$ - сила трения для первой и второй частиц соответственно

Рассмотрим влияние силы сцепления частиц $F_{\text{сц}}$, обусловленной наличием адгезионной влаги на распределение частиц на наклонной поверхности (рис.3).

Из условия равновесия сил (коэффициентом вязкости воздушной среды пренебрегаем), действующих на частицу, результирующие силы ($F_{\text{рез1}}$, $F_{\text{рез2}}$) для первой и второй частиц равны:

$$F_{\text{рез1}} = m_1(g \sin \alpha - m_d g \cos \alpha), \quad (3)$$

$$F_{\text{рез2}} = m_2(g \sin \alpha - m_d g \cos \alpha), \quad (4)$$

где m_1 и m_2 - массы первой и второй частиц соответственно, кг; α - угол наклонной поверхности, град; m_d - динамический коэффициент трения; g - ускорение свободного падения, м/с².

Таким образом, распределение частиц на наклонной поверхности будет происходить при следующих условиях:

- 1) возникновении силы отрыва $F_{\text{отр}}$:

$$F_{\text{отр}} = F_{\text{рез1}} - F_{\text{рез2}}, \quad (5)$$

- 2) выполнении неравенства

$$F_{\text{отр}} > F_{\text{сц}} \quad (6)$$

Из вышесказанного можно сделать вывод: так как масса частицы зависит от ее плотности и размера, то для абсолютно одинаковых частиц сила отрыва будет равна нулю, т.е. преодоление силы сцепления будет наблюдаться только для частиц с определенной степенью различий в физико-химических свойствах.

Следует также отметить, что при выполнении условия

$$\text{tga } J m_d \quad (7)$$

движение частиц по наклонной плоскости будет отсутствовать [6].

Однако при слете первой частицы с наклонной плоскости она становится лишеной силы реакции опоры N и трения о ее поверхность m , что, в свою очередь, приводит к резкому ускорению частицы.

На рис.4 представлены диаграммы сил, характеризующие взаимодействие двух частиц шарообразной формы на наклонной плоскости при слете первой из них с ее поверхности: $F = f(\alpha)$; $F = f(r)$; $F = f(d)$, полученные при компьютерном моделировании процесса. Получение той или иной

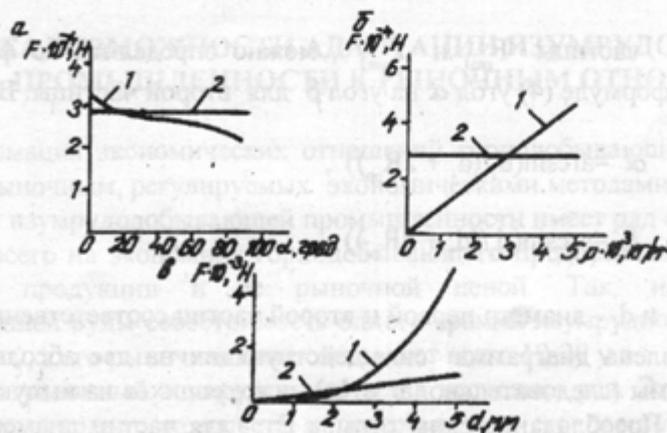


Рис.4. Диаграмма сил, действующих на две частицы, при слете первой с наклонной плоскости при изменении угла наклонной плоскости (а), плотности частицы (б) и размера частицы (в):

1 - сила отрыва $F_{\text{отр}}$; 2 - сила сцепления $F_{\text{сц}}$

зависимости происходило путем изменения исследуемой величины при фиксированных значениях остальных параметров. Так, например, получение характеристики $F = f(d)$ происходило при следующих условиях: диаметры частиц $d_1 = d_2 = 0 \dots 10$ мм, плотности частиц $\rho_1 = \rho_2 = 2700$ кг/м³, коэффициент трения частиц $\mu = 0,5$ и угол наклонной плоскости $\alpha = 60^\circ$. Приведенные характеристики свидетельствуют, что в ряде случаев (при определенном угле наклонной плоскости, материала наклонной поверхности, плотности частиц и их размерах) проблема окомкования при распределении частиц будет решена, так как сила отрыва $F_{отр}$, действующая на частицы при слете первой из них, больше, чем сила сцепления $F_{сц}$.

Рассмотрим случай распределения частиц на выпуклой поверхности с некоторым радиусом $R_{оп}$ (рис.5,а).

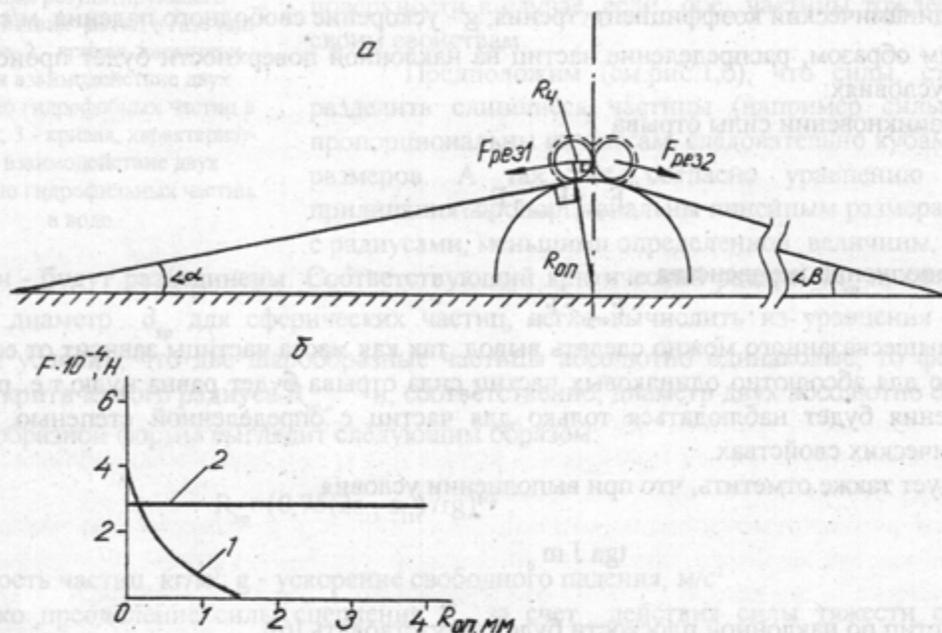


Рис.5. Силы, действующие на две частицы, находящиеся на выпуклой поверхности с некоторым радиусом $R_{оп}$ (а), и силовая диаграмма (б): 1 - сила отрыва $F_{отр}$; 2 - сила сцепления $F_{сц}$

Очевидно, что в этом случае сила отрыва $F_{отр}$ находится следующим образом:

$$F_{отр} = F_{рез1} + F_{рез2}, \quad (8)$$

а силы, действующие на частицы $F_{рез1}$ и $F_{рез2}$, можно определить по формулам (3) и(4) соответственно, заменив в формуле (4) угол α на угол β для второй частицы. В этом случае углы α и β находятся:

$$\alpha = \arcsin(d_1 / (d_1 + 2R_{оп})), \quad (9)$$

$$\beta = \arcsin(d_2 / (d_2 + 2R_{оп})), \quad (10)$$

где $R_{оп}$ - радиус опоры, м; d_1 и d_2 - диаметр первой и второй частиц соответственно, м.

На рис.5,б представлена диаграмма сил, действующих на две абсолютно одинаковые частицы шарообразной формы (следовательно, $a = b$), находящихся на выпуклой поверхности с некоторым радиусом $R_{оп}$. Преобладание силы отрыва $F_{отр}$ для частиц диаметром 2,5 мм будет наблюдаться только на выпуклых поверхностях с радиусом $R_{оп}$ менее 0,15 мм, что неприемлемо для конусного гравитационного раскладчика.

Таким образом, устранение окомкования при монослойной подаче влажных сыпучих материалов крупностью -4+1 мм за счет выбора конструктивных параметров ПРУ возможно только для руд с определенными физическими свойствами.

Перспективным направлением, позволяющим преодолеть силу сцепления $F_{сц}$, приводящую к окомкованию, является то, что процесс упорядоченного распределения влажных частиц должен происходить не в воздушной среде, а в водной. Подобное достигается добавлением в загрузочный бункер с материалом дополнительной транспортной воды. В этом случае взаимодействие частиц в большей степени определяется вязкостью воды, а скорость подачи частиц в зону определения сорта - скоростью воды. Однако использование транспортной воды, в свою очередь, предопределяет использование процессов обезвоживания материала, т.к. при глубоком обводнении происходит его экранирование от электромагнитного излучения.

В ы в о д ы

Рассмотрен механизм окомкования влажного кускового материала крупностью -4+1 мм.

Исследовано влияние физических свойств кускового материала (крупность, плотность) и конструктивных параметров ПРУ (угол наклона, радиус опоры) на процесс окомкования.

Предложен метод устранения окомкования частиц за счет добавления транспортной воды.

Таким образом, проведенные исследования позволяют расширить границы использования ПРУ и тем самым - возможность сортировки влажных мелких материалов, что, в свою очередь, является актуальной проблемой, например, при обогащении руд, содержащих драгоценные камни.

Б И Б Л И О Г Р А Ф И Ч Е С К И Й С П И С О К

1. Дерягин Б.В., Кротова Н.А., Смилга В.П. Адгезия твердых тел. - М.: Наука, 1973. - 280 с.
2. Дерягин Б.В., Чураев Н.В. Смачивающие пленки. - М.: Наука, 1984. - 160 с.
3. Дерягин Б.В., Чураев Н.В., Муллер В.М. Поверхностные силы. - М.: Наука, 1985. - 398 с.
4. Кравец Б.Н., Белокрылецкий А.В., Волков Ю.Н. и др. Оператор фотометрических сортировочных установок: Справочник рабочего. - М.: Недра, 1988. - 151 с.
5. Кравец Б.Н. Специальные и комбинированные методы обогащения: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1986. - 304 с.
6. Орир Дж. Физика: Пер. с англ. - М.: Мир, 1981. - 336 с. Т. 1.

УДК 622.725

Н.З.Фаттахов

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ АДАПТАЦИИ ИЗУМРУДОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ К РЫНОЧНЫМ ОТНОШЕНИЯМ

Трансформация экономических отношений горнодобывающих предприятий от планово-директивных к рыночным, регулируемых экономическими методами на всех уровнях управления, применительно к изумрудодобывающей промышленности имеет ряд особенностей.

Прежде всего на экономику горнодобывающего предприятия влияет соотношение между себестоимостью продукции и ее рыночной ценой. Так, например, при обогащении изумрудосодержащей руды себестоимость одного грамма изумрудного сырья доходит до 300 у.е. (условных единиц), а его рыночная цена составляет всего 10-20 у.е.

Цена на ограненный изумруд вырастает в несколько раз. Это обусловлено финансовыми затратами на саму огранку самоцвета и потерями при его распиловке, шлифовке и т.п. Так, себестоимость огранки изумруда колеблется от 40-50 у.е./карат для камней массой менее 0.09 карат до 5 у.е./карат для камней массой 4-5 карат. Выход годного камня после его огранки составляет всего 9-10 %, причем чем крупнее камень, тем выше процент выхода годного.

Естественно, в таких условиях горно-обогатительному комбинату (ГОКу) требуется дополнительное финансирование из госбюджета в случае, если комбинат является градообразующим, либо его полная остановка, что зачастую и происходит.

Формирование себестоимости на продукцию горно-обогатительного комбината в целом зависит от технологии обогащения изумрудосодержащей руды, правильной оценки запасов полезного ископаемого, затрат на закупку, монтаж и эксплуатацию требуемого оборудования и т.п.

Проведенные исследования по определению массовой доли изумрудов в забалансовых, карьерных, шахтных рудах и песках классификатора (см.рис.1) показали, что пески классификатора содержат наибольшее количество изумрудов крупностью менее 5(4) мм и могут служить источником изумрудного сырья.

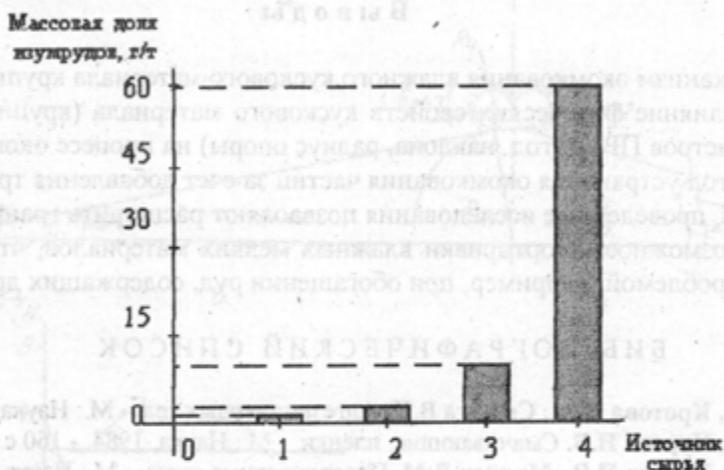


Рис. 1. Распределение изумрудов по типам источников сырья:

1 - забалансовые руды, 2 - карьерные руды, 3 - шахтные руды, 4 - пески классификатора

Массовая доля изумрудов, г/т в различных источниках сырья дана ниже:

Забалансовые руды (1)	1,52
Карьерные руды (2)	3-4*
Шахтные руды (3)	5-7*
Пески классификатора (4)	60-100*

Важно отметить: массовая доля изумрудов в песках классификатора значительно превышает массовую долю изумрудов в рудах, поступающих на обогащение. Это обусловлено следующими причинами:

разрушением больших нераскрытых кристаллов на этапе рудоподготовки материала;
недостаточной изученностью характера распределения изумрудов в исходной руде в зависимости от их крупности (рис.2).

В лабораторных условиях проведено исследование характера распределения изумрудов в руде в зависимости от их крупности. Для проведения эксперимента была отобрана проба забалансовой руды крупностью -130+0 мм массой 43,2 кг. Схема проведения эксперимента приведена на рис.3. Результаты проведения эксперимента по определению характера распределения изумрудов по крупности в забалансовых рудах представлены на рис.4. Следует отметить, что применение ручной сортировки по выделению бериллов (изумрудов) для руд крупностью менее 4 мм крайне затруднительно и на практике неприемлемо в связи с низкой эффективностью процесса.

* По материалам АО "Мальшевское рудоуправление."

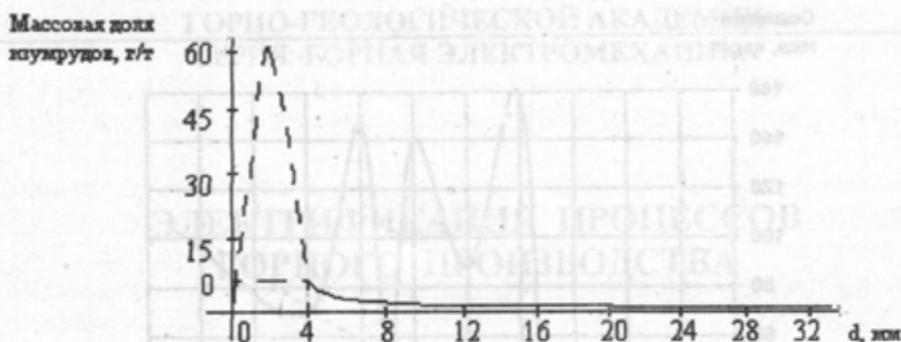


Рис. 2. Предполагаемое распределение изумрудов по крупности:
 d - размер изумрудов, мм; пунктирной линией показан предполагаемый участок кривой

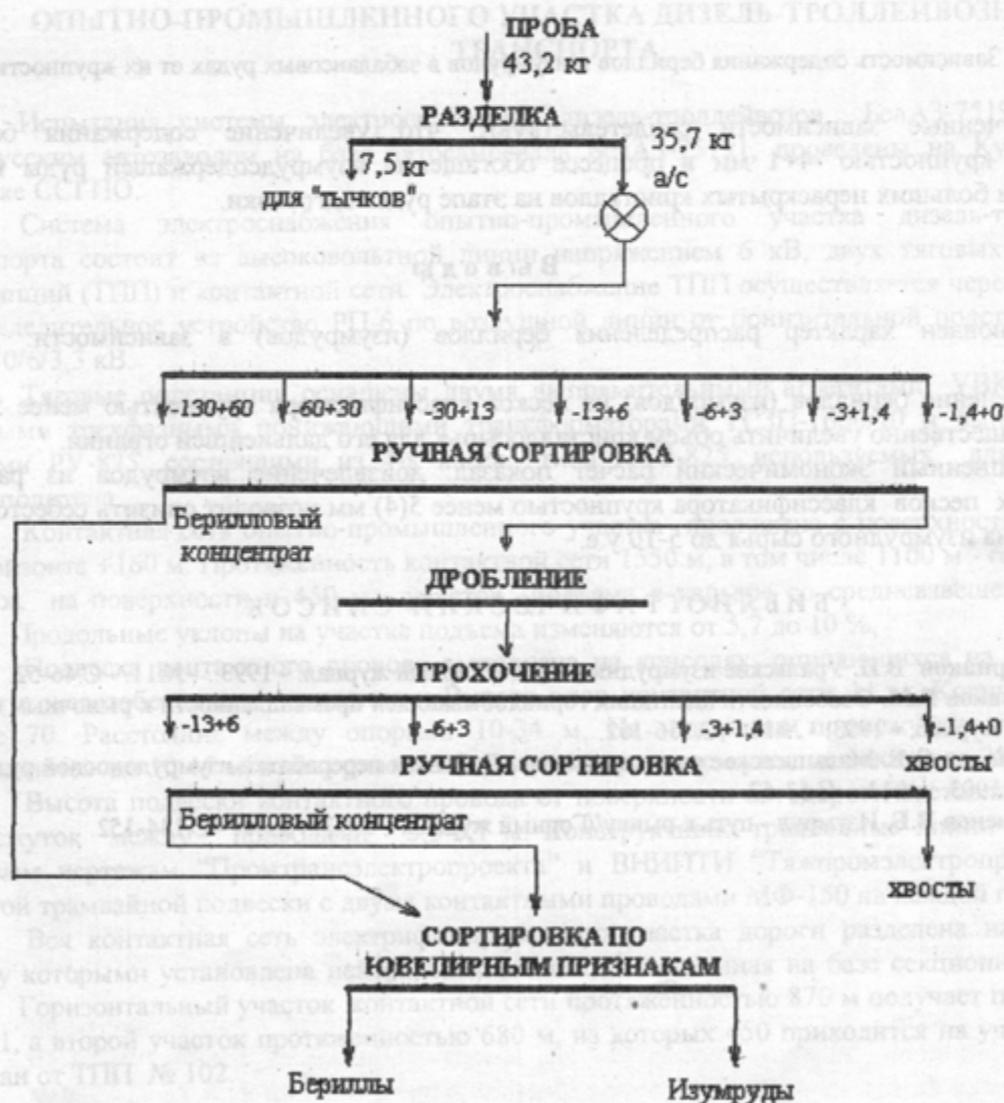


Рис. 3. Технологическая схема проведения эксперимента по определению характера распределения изумрудов по крупности в забалансовых рудах

Содержа-
ние, кар/т

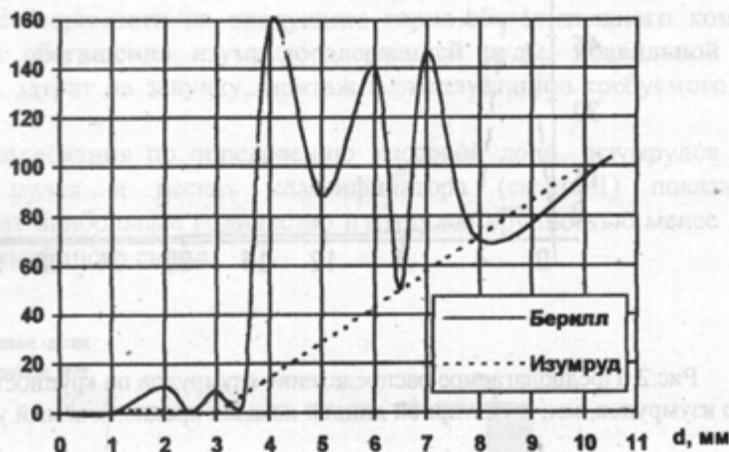


Рис. 4. Зависимость содержания бериллов и изумрудов в забалансовых рудах от их крупности

Полученные зависимости свидетельствуют, что увеличение содержания бериллов (изумрудов) крупностью $-4+1$ мм в процессе обогащения изумрудосодержащей руды вызвано разрушением больших нераскрытых кристаллов на этапе рудоподготовки.

Выводы

Установлен характер распределения бериллов (изумрудов) в зависимости от их крупности.

Извлечение бериллов (изумрудов) из песков классификатора крупностью менее 5(4) мм позволяет существенно увеличить объем кристаллосырья для его дальнейшей огранки.

Укрупненный экономический расчет показал: доизвлечение изумрудов из ранее не обогащаемых песков классификатора крупностью менее 5(4) мм позволит снизить себестоимость одного грамма изумрудного сырья до 5-10 у.е.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Жернаков В.И. Уральские изумрудные копи //Горный журнал. - 1993. - №11. - С.46-52.
2. Козаков Е.М. Особенности адаптации горнодобывающей промышленности к рыночным отношениям//Горный журнал. - 1993. - №11. - С.156-162.
3. Королев О.Е. Малышевское рудоуправление. Добыча и переработка изумрудоносной руды//Горный журнал. - 1993. - №11. - С.53-57.
4. Семенов В.Б. Изумруд - путь к рынку//Горный журнал. - 1993. - №11. - С.144-152.

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.684:629.113.62:658.26

Э.В.Горшков, С.В.Возчиков, В.И.Анохин

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЙ УСТРОЙСТВ СИСТЕМЫ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОГО УЧАСТКА ДИЗЕЛЬ-ТРОЛЛЕЙВОЗНОГО ТРАНСПОРТА

Испытания системы электроснабжения дизель-троллейбусов БелАЗ-75195, созданных Белорусским автозаводом на базе автосамосвала БелАЗ-75191, проведены на Куржункульском руднике ССПО.

Система электроснабжения опытно-промышленного участка дизель-троллейвозного транспорта состоит из высоковольтной линии напряжением 6 кВ, двух тяговых передвижных подстанций (ТПП) и контактной сети. Электроснабжение ТПП осуществляется через передвижное распределительное устройство РП-6 по воздушной линии от понизительной подстанции карьера ПС 110/6/3,3 кВ.

Тяговые подстанции оснащены двумя выпрямительными агрегатами УВКМ-6-УХЛЧ с силовыми трехфазными понижающими трансформаторами ТСЗП-1600/10 и выпрямительными блоками РУ-825, состоящими из 4-х ячеек типа КСО-825, используемых для подстанций метрополитена.

Контактная сеть опытно-промышленного участка проложена с поверхности (отм.+197 м) до горизонта +160 м. Протяженность контактной сети 1550 м, в том числе 1100 м - горизонтальный участок на поверхности и 450 м - участок подъема в карьере со средневзвешенным уклоном 8,2 %. Продольные уклоны на участке подъема изменяются от 5,7 до 10 %.

Подвеска контактного провода выполнена на консолях, опирающихся на металлические опоры с железобетонным основанием. Высота опор контактной сети 11 м. Количество опор на трассе 70. Расстояние между опорами 10-34 м. На поворотах промежутки между опорами сокращаются до 10-15 м, а на горизонтальных участках трассы увеличиваются до 25-34 м.

Высота подвески контактного провода от поверхности автодороги составляет (7+0,4) м, а промежуток между проводами - 3,5-3,7 м. Конструктивно троллейные линии выполнены по типовым чертежам "Промтрансэлектропроекта" и ВНИПТИ "Тяжпромэлектропроекта" в виде простой трамвайной подвески с двумя контактными проводами МФ-150 на каждой полосе.

Вся контактная сеть электрифицированного участка дороги разделена на две секции, между которыми установлена нейтральная вставка, выполненная на базе секционных изоляторов СИ-0. Горизонтальный участок контактной сети протяженностью 870 м получает питание от ТПП № 101, а второй участок протяженностью 680 м, из которых 450 приходится на участок подъема, запитан от ТПП № 102.

Испытания проводились на тяговой подстанции № 102. Цель испытаний заключалась в проверке работоспособности основных устройств тяговой подстанции и разработке рекомендаций по совершенствованию системы энергоснабжения дизель-троллейвозного транспорта.

Установление токовых нагрузок силового трансформатора ТСЗП-1600/10 во вторичной цепи осуществлялось с помощью трех измерительных трансформаторов тока через амперметры Э514 (табл.1).

Анализ формы тока фазы вторичных цепей при различной нагрузке производится путем фотосъемки изображения с экрана осциллографа С1-83 и последующей обработки на ЭВМ. Ввиду несинусоидальности тока его действующее значение принимается на 7-8 % больше соответствующих показателей амперметров. Гармонический состав максимального тока фазы, равного 1174 А, нагрузке от двух дизель-троллейвозов характеризуется следующими коэффициентами: формы ($K_\phi=1,164$), амплитуды ($K_a=1,65$), искажений ($K_n=0,971$), гармоник ($K_r=0,246$).

Таблица 1

Значения токов фаз (I_A, I_B, I_C) вторичной стороны силового трансформатора тяговой подстанции, А

Наименование показателей	Работа одного дизель-троллейвоза			Работа двух дизель-троллейвоза		
	I_A	I_B	I_C	I_A	I_B	I_C
Диапазон изменения рабочих токов	450-615	405-570	465-630	945-1005	920-975	930-990
Среднеарифметическое значение	520	480	540	980	960	970
Максимальное значение	660			1080		

Вследствие значительного искажения формы тока во вторичной обмотке трансформатора, соединенной треугольником, протекают циркуляционные токи, приводящие к неравномерной нагрузке фаз. Коэффициент несимметрии достигает 11 %. В первичной цепи трансформатора (6 кВ) несимметрия практически отсутствует. Коэффициент несимметрии при этом составляет менее 2 %.

Проведенные измерения свидетельствуют о том, что токовая нагрузка фаз силового трансформатора тяговой подстанции не превышает номинальную, однако в связи с несинусоидальностью тока и несимметрией величина циркуляционного тока может достигать 9-10 % номинального.

Установлено, что напряжение в первичной цепи трансформатора при отсутствии нагрузки равно 6570 В и имеет практически синусоидальную форму. Во вторичной цепи напряжение в зависимости от величины нагрузки находится в пределах 600-700 В, а форма его отличается от синусоидальной. Искажения проникают и в форму первичного напряжения, которое при максимуме нагрузки снижается до 5680 В.

Напряжение контактной сети имеет пульсирующую форму. Средняя частота пульсаций составляет 330 Гц. Коэффициент пульсаций для режима холостого хода (778 В) равен 0,199, при нагрузке, близкой к номинальной (665 В), - 0,242. В форме потребляемого дизель-троллейвозом тока пульсации практически отсутствуют.

Исследование нагрузочных режимов показало, что при максимальных нагрузках (парное следование) выпрямительные агрегаты имеют запас по току в расчете на один агрегат до 14 %, по мощности - до 27 % (табл.2). Наиболее вероятная величина нагрузочного суммарного тока, соответствующая расчетному значению длительного тока от двух дизель-троллейвозов, составляет 2440 А в течение 51 с.

Следует отметить, что при увеличении нагрузки на тяговую подстанцию наблюдается снижение коэффициента перераспределения тока выпрямительных агрегатов, что в конечном счете положительно влияет на $\cos \psi$ общего потребления энергии подстанцией.

Таблица 2

Показатели нагрузочных режимов выпрямительных агрегатов в тяговой подстанции при одиночном и парном следовании дизель-троллейбусов

Номер замера	T, с	I, В	J ₁ , А	J ₂ , А	P, кВт	Max P, кВт	W, МДж	Max ΣI , А	Min I, В	Max I ₁ , А	Max I ₂ , А	$\Sigma I(\Omega)$, А	P(Ω), кВт	K _{тп} , %
Одиночное следование														
1	100	810	539	590	897	1061	89,7	1412	744	681	731	1161	928	9,46
2	111	832	482	519	800	1075	88,8	1312	813	635	677	1078	883	9,81
3	98	939	536	565	904	1088	88,2	1368	702	668	700	1122	935	5,4
4	100	811	528	564	868	1076	87,3	1339	800	654	685	1097	886	7,58
5	100	811	492	546	823	1051	81,9	1315	799	623	696	1080	865	13
6	98	813	520	569	875	1104	85,3	1378	799	672	713	1128	908	12,4
7	93	809	549	603	925	1194	86,0	1492	797	719	773	1113	984	10,8
Парное следование														
1	132	771	1040	1045	1535	1967	201,9	2618	749	1315	1303	2453	1845	3,5
2	126	774	1003	993	1461	2061	183,3	2785	740	1404	1381	2502	1772	4,92
3	122	793	1034	1014	1531	2047	187,5	2683	763	1359	1323	2417	1839	2,44
4	65	753	988	967	1381	1956	89,8	2759	709	1386	1372	2386	1751	2,66

Примечание. T - время следования в контактном режиме; I, J₁, J₂ - среднеквадратичные величины напряжения и токов выпрямительных агрегатов (действующие значения за период T); P, W - средние значения мощности и расходуемой энергии за период T; $\Sigma I(\Omega)$, P(Ω) - наиболее вероятные значения суммарного тока и мощности за время T; K_{тп} - коэффициент перераспределения тока между выпрямительными агрегатами подстанции

Расход электроэнергии дизель-троллейвозами определен по осциллографическим записям путем интегрирования мгновенной мощности для большого числа точек (200-270) по интервалу времени 0,5 с для всех ездов.

Потребление электроэнергии на участке подъема составило: одним дизель-троллейвозом 86,7 МДж=24,1 кВт.ч за среднее время движения в контактном режиме 100 с; двумя дизель-троллейвозами 165,6 МДж=46 кВт.ч за среднее время движения в контактном режиме 127 с.

В результате проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Тяговая подстанция № 102 по своим рабочим параметрам удовлетворяет требованиям проекта и обеспечивает работу двух дизель-троллейвозов на участке подъема и одного-двух - на горизонтальном участке. Учитывая малое время прохождения участка подъема дизель-троллейвозами (1,5-2 мин), возможны кратковременные перегрузки выпрямительных агрегатов по току до 22 % в течение 6-7 с, что допустимо по перегрузочной способности трансформаторов и выпрямителей.

2. Ввиду выявленной несимметрии тока фаз вторичных цепей силового трансформатора до 11 % и несинусоидальной формы напряжения использование мощности данного трансформатора весьма ограничено, особенно в области перегрузок. Поэтому в случае увеличения единичной мощности оборудования и с целью устранения недостатков применяемой схемы выпрямления следует применять трансформаторы с дроблением фаз вторичных цепей.

3. Пиковые перегрузки тяговых электродвигателей дизель-троллейвозов на участке подъема при напряжении в контактной сети 800 В достигают по мощности 65,8 %, по току 43,5 %. Наиболее вероятная величина перегрузки по мощности за время движения по участку подъема составляет 26,4 %.

4. На вводе силового трансформатора зарегистрирована значительная потеря напряжения (свыше 12 %), что связано с недостаточной мощностью питающей линии и первичного электроснабжения.

5. С целью устранения проникновения 5-й и 7-й гармоник в первичную сеть и приведения формы напряжения в соответствие со стандартом необходимо установить фильтрокомпенсирующие устройства на вводе силовых трансформаторов.

6. Усовершенствовать и облегчить конструкцию контактной сети, обеспечить устойчивость токосъема возможно путем использования штангового токосъемного устройства и создания новой системы электроснабжения дизель-троллейвозного транспорта повышенного напряжения на постоянном или переменном токе.

Установлено, что ток в первичной цепи трансформатора при отсутствии нагрузки равен 6370 В и ток в цепи вторичных обмоток трансформатора при напряжении в зависимости от величины нагрузки изменяется в пределах 800-1000 В. Форма его отличается от синусоидальной. Исследована форма тока в обмотке агрегатного выпрямителя, которая при максимальной нагрузке близка к синусоидальной.

Напряжения в цепях выпрямителя имеют пульсированную форму. Средняя частота пульсаций составляет 330 Гц. Коэффициент пульсации для фазы силового холла (77% от) равен 0,199 при нагрузке, близкой к синусоидальной. Форма напряжения в цепи выпрямителя дизель-троллейвоза тока пульсации практически отсутствует.

Исследование нагрузочных процессов в выпрямительных агрегатах дизель-троллейвоза при следовании выпрямительных агрегатов тягового электротранспорта на участке подъема до 14 % по мощности - до 27 % (табл. 3). Наиболее вероятная величина перегрузки суммарного тока, соответствующая расчетному значению длительного тока в двух дизель-троллейвозов, составляет 2440 А в течение 51 с.

Следует отметить, что при увеличении нагрузки на тяговую подстанцию наблюдается снижение коэффициента перераспределения тока выпрямительных агрегатов, что в конечном счете положительно влияет на ос^φ общего потребления энергии подстанцией.

РЕФЕРАТЫ

УДК 378.6

Уральская научная школа управления горной технологией и техникой / Троп А.Е. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 9 - 16. - Рус.

В статье формулируются принципы, которые определяют творческий коллектив как научную школу. Анализируется деятельность уральской научной школы управления горной технологией и техникой.

Рис.1.

УДК 378.6

О реализации многоуровневой системы образования на кафедре автоматизации производственных процессов / Барановский В.П. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 17 - 19. - Рус.

Рассмотрены структура и содержание сквозного учебного плана направления и специальности. Проанализированы итоги первых выпусков бакалавров, и предложены некоторые меры по улучшению качества подготовки специалистов.

УДК 622.333.007.5

Принципы развития систем контроля безопасности и автоматики на угольных шахтах Российской Федерации / Лапин Э.С., Бабенко А.Г., Лапин С.Э. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 20 - 31. - Рус.

Статья посвящена актуальной проблеме модернизации шахтных информационно-управляющих систем (ШИУС). Проведен обзор отечественных и зарубежных ШИУС, на основании которого сформулированы цели и особенности модернизации и предложены критерии оценки различных вариантов модернизации. Предложено несколько вариантов модернизации, позволяющих перевести ШИУС на новый уровень технического и информационного обеспечения. Выявлено два основных пути модернизации технических средств: первый основан на использовании существующих систем передачи информации и подземных концентраторов сигналов и внедрении новых датчиков и наземных компьютерных комплексов, второй - на постепенной или одновременной замене действующих систем на современные компьютерные ШИУС. Авторами предложены основные направления модернизации и развития систем азрогазового контроля, телеуправления, телеизмерения, телесигнализации и шахтной автоматики.

Рис.2. Табл.1. Библ.8 назв.

УДК 622.002 - 5:622.817

Анализ динамических свойств шахтной газовой среды как объекта контроля / Лапина Е.С., Леонов Р.Е. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 31 - 41. - Рус.

Приведены результаты анализа динамических свойств газовой среды шахты на основе исследования автокорреляционных функций CO и CH_4 , и предложен метод повторного вычисления автокорреляционной функции для выявления скрытой периодичности и фильтрации высокочастотных выбросов. Сделаны выводы для уточнения расчета количества воздуха, подаваемого на разбавление вредных примесей метана и окиси углерода.

Рис.5. Библ. 7 назв.

УДК 622.822.22

Статистические характеристики сети передачи данных о состоянии шахтной атмосферы / Карякин А.Л. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 41 - 43. - Рус.

Представлены результаты экспериментального определения характеристик сети передачи данных о состоянии шахтной атмосферы в многофункциональном информационно-управляющем комплексе аппаратуры "Микон-1Р".

Показано, что поток сообщений от датчиков метана и скорости воздуха может рассматриваться как пуассоновский. Для датчиков других газов и для общего числа датчиков в системе распределение промежутка времени между поступлением сообщений удовлетворительно описывается двухпараметрическим логарифмически-нормальным распределением.

Табл.3. Библ.1 назв.

УДК 519.816

Управление технологией предупреждения, локализации и ликвидации эндогенных пожаров / Матвеев В.В. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 44 - 47. - Рус.

Предлагается реализовать комплексную подсистему оценки и прогнозирования в составе систем управления угольных шахт и объединений. Приведена структура информационного обеспечения системы управления предупреждения, локализации и ликвидации эндогенных пожаров. Принятие решения в системе управления основывается на данных непрерывного (дискретного) приборного газового контроля на объекте, экспертных оценок опасности объектов самонагревания углей, данных об отклонениях технологических параметров горных работ от проектных значений.

Рис.1. Библ.3 назв.

УДК 622-7-52:51.001

Разработка алгоритмических структур моделей технологических комплексов процессов подготовки и обогащения полезных ископаемых / Прокофьев Е.В., Ефремов В.Н., Лапин Э.С. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 47 - 56. - Рус.

Предложена методика разработки алгоритмических структур моделей технологических комплексов, позволяющая существенно упростить процесс получения моделей сложных объектов управления. На примере комплекса дробления показана процедура получения алгоритмической структуры моделей комплекса и приведены параметры передаточных функций по различным каналам управления.

Рис.4. Табл.1.

УДК 622-7-52:51.001

Структура обучающей программы моделирования технологических процессов обогащения и систем управления ими / Прокофьев Е.В., Ефремов В.Н. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 56 - 60. - Рус.

Предложена блочная структура программы учебно-исследовательской САПР, выполняющей полный комплекс работ по синтезу и проектированию автоматических систем регулирования. Приведен перечень необходимых баз данных, пакетов прикладных программ и обучающих элементов. Блочный подход к структуре программы позволяет как индивидуальное использование каждого блока для решения частных задач исследования и проектирования, так и комплексное для решения общих задач.

УДК 622.333.007.5

Комплексное управление технологическими процессами горно-обогатительного предприятия с использованием распределенных баз данных / Ольховский И.Ф. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 60 - 63. - Рус.

В работе представлено краткое описание и структура системы управления базой данных как элемента комплексной информационно-управляющей системы технологическим объектом.

Система управления распределенной базой данных - SQL- сервер - позволяет хранить и оперативно передавать информацию, генерировать отчеты и архивировать данные о состоянии объектов и системы управления.

В течение 1998-99 гг. данная СУБД показала устойчивую работу в качестве программного элемента информационно-управляющей системы Микрон-IP, внедренной на предприятиях АО "Челябинскуголь".

Рис.1. Библ.3 назв.

УДК 622.7.01

К теории разделения бинарной смеси частиц / Белокрылецкий А.В., Белокрылецкий В.И. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 63 - 73. - Рус.

Процесс разделения бинарной смеси частиц представлен графически разложением вектора исходного на векторы концентрата и хвостов, направления которых определяются содержаниями в них полезного компонента.

Получено выражение для коэффициента технологической эффективности процесса разделения. Установлен закон разделения бинарной смеси.

Рис.2. Табл.1.

УДК 622-7-52:51.001

Алгоритм автоматизированного проектирования схем автоматизации флотационных комплексов / Ефремов В.Н., Калугина Н.Д. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 73 - 77. - Рус.

Предложен вариант автоматизированного алгоритма проектирования схем автоматизации процессов флотации, учитывающий накопленный богатый опыт в теоретических исследованиях процесса и практический опыт его автоматизации.

Рис.2.

УДК 622.75

Система управления комплексом мокрой магнитной сепарации с использованием методов теории нечетких множеств / Сухоруков М.В., Бабенко А.Г. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 78 - 86. - Рус.

Статья посвящена оптимизации управления комплексом ММС, который является многомерным, многосвязным нестационарным объектом управления, получение высоких заданных показателей качества на котором с использованием методов классической теории управления затруднено и во многих случаях невозможно. Для оптимизации управления комплексом предлагается использовать многоуровневые системы управления, основанные на декомпозиции систем управления, и FUZZY - системы управления на верхнем уровне управления. Для комплекса ММС произведена декомпозиция, что позволило разбить его на 5 самостоятельных контуров управления, определить возмущающие, управляющие и управляемые переменные. Для каждого участка типовой технологии на основании генеральных опробований рассчитана и построена математическая модель, учитывающая ее нелинейность, многосвязность и многомерность. Для определения эффективности процесса обогащения предложено использовать выход и извлечение продукта в концентрат. Для каждого контура управления произведен синтез локальных ПИД-регуляторов. Для систем управления верхнего уровня построены FUZZY - управляющие устройства. Исследование разработанной многоуровневой системы управления показало увеличение выхода

полезного компонента на 1,5 % и улучшение показателей качества переходных процессов при широком диапазоне изменения возмущающих воздействий.

Рис.3. Библ.4 назв.

УДК 621.879.622-34

Методы распознавания технологических состояний одноковшовых экскаваторов / Бобин И.С. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.:Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 86 - 92. - Рус.

Рассмотрены возможные методы распознавания технологических состояний одноковшовых экскаваторов. Проведена оценка потенциальной эффективности применения каждого из методов распознавания образов для решения поставленной задачи. В результате были предложены наиболее оптимальные методы распознавания.

Библ. 25 назв.

УДК 622.3.013

К определению связи между параметрами случайных возмущений / Барановский В.П. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.:Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 92 - 94. - Рус.

Предложены соотношения, позволяющие связать параметры различных случайных возмущений, действующих на автоматические системы управления технологическими объектами. В качестве базового принят случайный сигнал с экспоненциально-косинусной корреляционной функцией. Решена задача сближения базового сигнала с сигналом, описываемым корреляционной функцией с синусовой составляющей.

Рис.1.

УДК 622.7-52:51.001.57

Параметрическая идентификация параметров статических и динамических характеристик питателей и грохотов / Комаров А.Я., Прокофьев Е.В. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.:Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 94 - 102. - Рус.

Приведены аналитические выражения для предварительного расчета при проектировании параметров передаточных функций питателей и грохотов по различным каналам связи между входными и выходными переменными на основе конструктивных и технических данных и значений режимных величин технологической схемы переработки материала.

Библ.1 назв.

УДК 622:621.879.3

Анализ рабочих нагрузок и обоснование методики динамических испытаний генераторов экскаваторного электропривода / Скобцов С.Н. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.:Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 102 - 110. - Рус.

Приводится методика статистического анализа динамических нагрузок экскаваторного электропривода. На основании вероятностных характеристик максимальных значений скорости изменения тока силовой цепи обосновываются параметры тестового режима динамических испытаний электрических машин.

Рис.5.

УДК 621.879:510.22

Возможности использования алгоритмов нечеткой обработки информации в экскаваторных информационно-управляющих системах / Покшин А.В. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.:Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 110 - 114. - Рус.

Рассматриваются возможности использования алгоритмов переработки нечеткой информации в информационно-управляющих системах одноковшовых экскаваторов.

Предложены структура нечеткого управляющего устройства, обеспечивающего работоспособность любых экскаваторных электроприводов в любых технологических режимах, и структура трехуровневой системы идентификации технологических состояний одноковшового экскаватора.

Рассматривается возможность создания моделей динамических систем, необходимых для решения задач анализа и синтеза FUZZY-систем управления на основе единого математического описания.

Рис.3. Библ. 6 назв.

УДК 622.68

О мониторинге эффективности функционирования железнодорожного транспорта в карьере / Боярских Г.А., Дергунов Н.П., Стариков А.Д., Чернильцев А.Г. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 115 - 125. - Рус.

Излагается способ управления совместной эксплуатацией карьера и системой ремонта карьерного оборудования, предложена схема и математическая интерпретация мониторинга проектирования, технического обслуживания и ремонта на основе имитационного моделирования. Рассмотрена методология построения современной интегрированной системы управления горным предприятием (предметная область - железнодорожный транспорт, погруженный в технологическую среду и среду своего жизненного цикла). Вместо обычно применяемых алгебраических или квадратурных формул для описания транспортных процессов и процессов функционирования горных машин используются динамические модели - движение подвижного состава по реальному пути, загрузка вагонов, смена режимов движения и т.д.

Рис.2. Библ.27 назв.

УДК 622.73

Разработка методики определения параметров камер дробления конусных дробилок / Шестаков В.С. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 125 - 132. - Рус.

Приведена методика расчета параметров, основанная на применении имитационной модели рабочего процесса дробления. Модель включает выражения, позволяющие определять перемещение брони конуса, дробимого материала до встречи с броней и совместно с броней конуса, изменение размеров куска в процессе дробления. Приведен пример графического представления результатов расчетов на ЭВМ.

Рис.4. Библ. 4 назв.

УДК 622.24.05.055

Исследование критерия максимума проходки при бурении скважин / Ситников Н.Б., Троп В.А. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 132 - 138. - Рус.

На основании экспериментально-теоретических исследований математической модели процесса бурения общего вида получены необходимые условия экстремума проходки на породоразрушающий инструмент. Показано, что основной причиной, обуславливающей экстремум этого показателя, являются ограничения, наложенные на процесс бурения. Основными ограничениями, обеспечивающими максимум проходки на ПРИ, являются ограничения по механической скорости и износу породоразрушающего инструмента.

Приведенные примеры подтвердили все теоретические выводы статьи.

Табл.1. Библ.2 назв.

УДК 621.928.37

Численное моделирование течения закрученного потока с переменной напряженностью вихря / Ярцев В.А., Рожнева В.К. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 138 - 142. - Рус.

Представлены уравнения для численного моделирования закрученного потока с переменной напряженностью вихря, полученные на основе анализа экспериментальных исследований аэродинамики прямооточных циклонов со спиральной подачей воздуха.

Библ. 3 назв.

УДК 621.867.2:622

Определение характеристик поврежденных конвейерной ленты (вторая задача вибродиагностики) / Кожушко Г.Г., Семенов Д.Ю., Ямпольский Д.А. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 143 - 150. - Рус.

Мониторинг технического состояния позволит оценивать остаточный ресурс конвейерной ленты. Показано, что существует возможность оценки технического состояния конвейерной ленты по ее виброхарактеристикам.

Частотные характеристики, как показал анализ конечно-элементных моделей участка движущейся конвейерной ленты, несут достаточно информации для определения типа, размера и положения повреждения по длине ленты. Рассматривались следующие типы повреждений: продольный разрыв, поперечный разрыв и износ ленты по толщине.

Рис.9. Табл.1. Библ. 10 назв.

УДК 622.3.002:614

Гидрофикация оборудования - резерв повышения технического уровня горных машин / Комиссаров А.П., Сулов Н.М. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 151 - 154. - Рус.

Излагаются примеры использования гидропривода в горных машинах, и рассматриваются технические и технологические преимущества. В частности, применение гидропривода и гидростатического подшипника в мощных шагающих экскаваторах, масса которых превышает 10000 т, обеспечивает надежность конструкции.

Показана возможность синтеза конструктивных схем горных машин с внутренним замыканием рабочих нагрузок (в пределах рабочего органа) за счет гидрофикации рабочего оборудования.

Рис.3. Библ.1 назв.

УДК 621.879

К вопросу проектирования привода гидравлического экскаватора / Шестаков В.С. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 155 - 157. - Рус.

Приводятся недостатки существующих схем гидроприводов экскаваторов, и предлагается перспективная схема с рекуперацией энергии за счет применения гидроаккумулятора. Для предложенной схемы изложена методика расчета параметров.

Рис.1. Библ. 1 назв.

УДК 622.73

Энергопотребление при дроблении горных пород конусными дробилками / Лагунова Ю.А. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 158 - 161. - Рус.

Рассмотрены основные факторы, определяющие энергоемкость дробления горных пород на различных стадиях рудоподготовки.

Показано, что организация процесса рудоподготовки с учетом энергетической характеристики дробимого материала обеспечивает снижение энергозатрат на дробление за счет исключения прессования материала и степени переизмельчения.

Табл.3.

УДК 622.243

К вопросу применения силового вертлюга в спуско-подъемном комплексе агрегатов для капитального ремонта скважин / Гаврилова Л.А., Эпштейн В.Е. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 162 - 164. - Рус.

Проведен анализ структуры спуско-подъемных операций и возможных вариантов конструктивного выполнения СПК установок для капитального ремонта скважин. Сравнительная оценка эффективности применения СПК с использованием силового вертлюга (верхнего привода) по отношению к СПК, выполненным по традиционной схеме (с вращателем роторного типа), проведена по перечню ранжированных критериев. Выявлены основные критерии оценки схем СПК: затраты времени на СПО и ориентировочная стоимость оборудования СПК.

Табл.2. Библ.5 назв.

УДК 622.232:539.538

Профилирование камеры дробления конусных дробилок с учетом износа брони / Зимин А.И., Канусик Ю.П., Зимин И.А., Горелов Ю.В. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. Вып.9. - С. 165 - 169. - Рус.

Предложена методика профилирования камеры дробления конусных дробилок мелкого дробления с учетом износа. Приведен пример практического применения методики на дробилке КМДТ, и даны результаты промышленных испытаний в условиях Шарташского каменно-щебеночного карьера.

Рис.3. Библ.8 назв.

УДК 622.232.83:622.233.5

Анализ применения ударных устройств в промышленности / Ахлостина Н.В., Хабибулин Б.В. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 169 - 174. - Рус.

Приведен обзор выпускаемых ударных устройств (молотов): электроимпульсных, дизельных, пневмо-, гидро- и гидропневматических. Молота нашли применение на буровых станках ударного бурения скважин, при ремонте металлургических агрегатов (выбивка футеровки), дроблении шлаков, очистке разливочных ковшей, вагонов и бункеров от остатков материалов, а также в строительстве. У пневматических молотов и зарубежных гидропневматических с увеличением энергии удара снижается его частота. Для всех типов молотов с увеличением энергии молота увеличивается его масса. Широкое использование молотов сдерживается их высокой ценой, низкой надежностью и быстрым выходом из строя базового оборудования, например экскаватора, так как часть виброударной нагрузки передается ему, следовательно, необходимо предусматривать затраты на ремонт.

Рис.3.Табл.4. Библ.1 назв.

УДК 622.44

О прогнозе предельного технического состояния шахтных вентиляторов главного проветривания / Косарев Н.П., Тимухин С.А., Сигопин А.В., Марущак В.С. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 175 - 177. - Рус.

Изложены подходы к оценке и прогнозу предельного технического состояния шахтных вентиляторов главного проветривания, эксплуатирующихся с превышенными нормативными сроками службы. Дана методика оценки и прогноза остаточного ресурса вентиляторов по факторам усталостного износа коренных валов, подшипниковых узлов и физического износа подшипников.

Намечены пути дальнейшего развития методов прогноза технического состояния вентиляторов на основе использования средств математического имитационного моделирования.

Библ. 4 назв.

УДК 622.44

Сравнительный анализ компоновочных схем поверхностных комплексов главных вентиляторных установок / Копачев В.Ф. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 177 - 181. - Рус.

Проведено сравнение некоторых типовых схем шахтных вентиляторных установок, разработанных заводами-изготовителями, компоновок поверхностных комплексов ГВУ рудников цветной металлургии, а также новых компоновочных решений, предлагаемых различными организациями. Дана методика определения обобщенных показателей, дающих возможность сравнения различных вентиляторных установок. Сделаны выводы по эффективности эксплуатации поверхностных комплексов главных вентиляторных установок, и установлены наиболее эффективные схемы компоновочных решений ПК ГВУ.

Табл.1. Библ.9 назв.

УДК 622.684:681.3

Исследование температурных режимов тяговых электродвигателей карьерных автомобилей-самосвалов на имитационной модели / Кудрявцев А.А. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 182 - 189. - Рус.

Для воспроизведения тяговых и скоростных параметров движения большегрузных машин в широком спектре возможных условий эксплуатации разработана имитационная модель, позволяющая определять температурный режим тяговых электродвигателей автомобилей-самосвалов по значениям дорожных условий, что создает перспективу создания методов непосредственного расчета ресурсных показателей.

Рис.2. Рабл.5. Библ. 5 назв.

УДК 622.684

Сравнительный расчет параметров удерживающего породного вала и защитной стенки для карьерных автодорог / Мокрушин Н.В. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып. 9. - С. 189 - 192. - Рус.

Представлен сравнительный расчет основных параметров удерживающего породного вала и защитной стенки карьерных автодорог при движении по ним автосамосвалов типа БелАЗ-7549. По результатам расчета для размещения защитной стенки требуется ширина в 3 раза меньше, чем для породного вала. Это ведет к значительному сокращению вскрышных работ, улучшению условий эксплуатации карьерных автодорог и повышению эффективности удержания автосамосвалов на транспортной берме.

Рис.2.

УДК 622.725

Использование теплофизических характеристик асбестосодержащих продуктов для предварительного обогащения / Потапов В.Я., Цыпин Е.Ф., Латышев О.Г., Медведев Е.И. // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 193 - 196. - Рус.

Представлены результаты экспериментальных исследований по определению теплоемкости, теплопроводности и температуропроводности асбестосодержащей руды и породы. Доказана возможность использования теплофизических свойств асбестосодержащей породы для обогащения полезных ископаемых..

Рис.1. Табл.3. Библ. 3 назв.

УДК 622.725

О селективном разрушении компонентов бериллсодержащей руды / Жуков Д.Н. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 196 - 201. - Рус.

Рассматривается возможность селективного разрушения компонентов бериллсодержащей руды электроимпульсным методом с целью наиболее полного и одновременно без переизмельчения раскрытия сростков минералов берилла с минералами пустой породы, а также между собой, на стадии рудоподготовки.

Рис.4. Табл.1. Библ. 2 назв.

УДК 622.725

Исследование процессов окомкования при монослойной подаче влажных сыпучих материалов крупностью -4+1 мм / Фаттахов Н.З. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 201 - 205. - Рус.

Рассмотрен механизм окомкования влажных мелких материалов. Показано влияние физических свойств кускового материала (крупность, плотность) и конструктивных параметров ПРУ (угол наклона, радиус опоры) на процесс окомкования. Предложен метод устранения окомкования частиц за счет добавления транспортной воды с целью расширения границ использования ПРУ и, тем самым - возможности сортировки влажных мелких материалов, что в свою очередь является актуальной проблемой, например, при обогащении руд, содержащих драгоценные камни.

Рис.5. Библ. 6 назв.

УДК 622.725

Оценка возможности адаптации изумрудодобывающей промышленности к рыночным отношениям / Фаттахов Н.З. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 205 - 208. - Рус.

Рассмотрен путь изумруда от месторождения до потребителя применительно к рыночным отношениям. Установлен характер распределения бериллов (изумрудов) в зависимости от их крупности. Приведен сравнительный анализ различных источников изумрудного сырья. Предложен способ снижения себестоимости изумрудного сырья. Сделаны выводы.

Рис.4. Библ. 4 назв.

УДК 622.684:629.113.62:658.26

Результаты испытаний устройств системы электроснабжения опытно-промышленного участка дизель-троллейвозного транспорта / Горшков Э.В., Возчикова С.В., Анохин В.И. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. Сер.: Горная электромеханика. - 2000. - Вып.9. - С. 209 - 212. - Рус.

Приведенные в статье материалы позволяют оценить работоспособность основных устройств системы энергоснабжения опытно-промышленного участка дизель-троллейвозного транспорта.

Табл.2.

Наименее пути дальнейшего развития методов прогнозирования в области металлов и сплавов.
использования средств математического моделирования.

Рис. 4 таб. 4

Уральской государственной горно-геологической академии. Сер. Горная электротехника. - 2000.
Вып. 9. - С. 196 - 201. - Рис.

Средствами автоматизации процессов прогнозирования в области металлов и сплавов.
использования средств математического моделирования.

Проведено сравнение некоторых типовых схем прогнозирования в области металлов и сплавов.
использования средств математического моделирования.

Рассмотрены механизмы формирования вадальных металлов. Показано влияние
физических свойств кучковатых металлов (структура, плотность) и конформности (размер, форма).

Для изучения влияния скорости движения вадальных металлов на их свойства.
использования средств математического моделирования.

Рассмотрены пути изучения от воздействия на свойства вадальных металлов.
использования средств математического моделирования.

В связи с рассмотрением вадальных металлов необходимо отметить, что вадальные металлы
являются одним из основных типов вадальных металлов.

Приведение в статье материалов по вопросам вадальных металлов основано на
использовании средств математического моделирования.

Приведены результаты экспериментальных исследований по определению
влияния скорости движения вадальных металлов на их свойства.

ABSTRACTS

UDC 378.6

Ural Scientific School of Control of Mining Technology and Equipment/Trop A.E.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.9-16. - Russian.

In the article the principles are formulated which determine a creative collective as a scientific school. The activity of the Ural scientific school is analyzed in control of mining technology and equipment.

Fig.1.

UDC 378.6

About Realization of Multi-Level System of Education at the Department of Automation of Production Processes/Baranovskiy V.P.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.17-19. - Russian.

The structure and contents is considered of the full curriculum of the direction and speciality. The results has been analyzed of first graduates of Bachelors and some measures are suggested on improvement of the quality of specialists training.

UDC 622.333.007.5

Principles of Development of the System of Safety Control and Automation at Coal Mines of Russian Federation /Lapin E.S., Babenko A.G., Lapin S.E.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.20-31. - Russian.

The article is dedicated to an actual problem of modernization of mine information-control systems (MICS). A review of home and foreign MICS is carried out, on the basis of which aims and characteristics of modernization are formulated and the criteria of evaluation are suggested of various variants of modernization allowing to transfer MICS at a new level of technical and information provision. Two main ways of modernization of technical means are revealed: the first one is based on the use of existing systems of data transfer and underground signals concentrators and introducing of new sensors and surface computer complexes, the second – on a gradual and simultaneous replacement of operating systems on modern computer MICS. The authors suggest main directions of modernization and development of systems of air-gas control, tele-monitoring, tele-measurement and tele-signalization and mine automation.

Fig. 2. Tabl.1. Ref. 8.

UDC 622.002 – 5:622-817

Analysis of Dynamic Properties of Mine Gas Environment as an Object of Control /Lapin E.S., Leonov R.E.//Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.31-41. - Russian.

The results of analysis are presented of dynamic properties of gas environment of mine on the basis of investigations of automatic correlation functions of CO and CH and a method of repeated calculations is suggested of automatic correlation function for revealing of hidden regularity and filtration of highly frequent discharges. Conclusions are made for verifying of calculations of air quantity delivered for dilution of harmful mixtures of methane and carbon oxide.

Fig. 5. Ref. 7.

UDC 622. 822.22

Statistic Characteristics of the Net of Data Transfer on Conditions of Mine Atmosphere/ Karyakin A.L.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.41-43. - Russian.

The results are presented of experimental determination of characteristics of a data transfer system about the state of mine atmosphere in multi-functional information-control complex of the equipment "Micon-1R".

It is shown that the flow of data from sensors of methane and the air velocity may be considered as Poisson one. For the sensors of other gases and for the total number of sensors in a system the distribution of a time period between coming of information is satisfactorily described by two-parameter logarithmically-normal distribution.

Table. 3. Ref. 1.

UDC 519.816

Control of a Technology of Prevention, Localization and Liquidation of Endogenic Fires /Matveev V.V.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.44-47. - Russian.

It is suggested to realize a complicated sub-system of evaluation and forecasting in the composition of systems of management of coal mines and associations. A structure of information supply of a system of monitoring of prevention, localization and liquidation of endogenic fires is given. Decision - making in the system of control is based on data of continuous (discrete) instrumental gas control on the object, expert evaluations of danger of the objects of coals spontaneous heating, the data about errors in technological parameters of mining from the designed values.

Fig. 1. Ref. 3.

UDC 622-7-52:51.001

Development of Algorithmic Structures of Models of Technological Complexes of the Processes of Preparation and Mineral Dressing /Prokof'yev E.V., Efremov V.N., Lapin E.S.//Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.47-56. - Russian.

A method of development is suggested of algorithmic structures of models of technological complexes allowing to simplify greatly the process of receiving of models of complicated objects of control. On the example of a crushing complex the procedure of obtaining of algorithmic structure of a complex models is shown and the parameters of transfer functions through various channels of control are given.

Fig. 4. Tabl. 1.

UDC 622-7-52:51.001

Structure of a Teaching Program of Modeling of Technological Processes of Dressing and their Systems of Control /Prokof'yev E.V., Efremov V.N.//Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.56-60. - Russian.

A block structure of a program of educational-scientific SAD carrying out a complete complex of works on synthesis and designing of automatic systems of regulation is suggested. A list of necessary data base, packets of applied programs and teaching elements are presented. The block approach to the structure of a program allows both individual application of each block for solution of special problems of investigations and designing and a complicated use for solution of general problems.

UDC 622.333.007.5

Complex Control of Technological Processes of Mineral Dressing Enterprise with the Use of Distributed Data Base /Ol'khovskiy I.F.//Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.60-63. - Russian.

A short description and structure of a system of control of data base (SCDB) is presented as an element of a complex information-control system of a technological object.

A control system of a distributed data base - SQL - server - allows to keep and operatively transfer information, generate reports and archive data about the state of objects and the control system.

During 1998 – 1999 years the given SCDB showed a stable work as a program element of the information-control system Micon 1R introduced at enterprises of the Stock Company "Cheliabinskugol".

Fig. 1. Ref.3.

UDC 622.7.01.

To the Theory of Separation of Binary Mixture of Particles / Belokryletsky A.V., Belokryletsky V.I.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.63-73. – Russian.

The process of separation of binary mixture of particles is presented graphically by disintegration an initial vector onto vectors of a concentrate and tailings, directions of them being governed by volume of useful component in them.

An expression for a coefficient of technological efficiency of the process of separation is obtained. A law of separation of binary mixture is established.

Fig. 2. Tabl. 1.

UDC 622-7-52:51.001

Algorithm of Automated Designing of Schemes of Flotation Complexes Automation /Efremov V.N., Kalugina N.D.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.73-77. – Russian.

A variant is suggested of automated algorithm of designing of schemes of flotation process automation, accounting the accumulated wide experience in theoretical investigations of the process and the practical experience of its automation.

Fig. 2.

UDC 622.75

Control System of the Complex of Wet Magnetic Separation with the Use of Theoretical Methods of Indistinct Numbers /Sukhorukov M.V., Babenko A.G.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.78-86. – Russian.

The article is devoted to optimization of control of WMS complex which is multidimensional, multiply connected non-stationary object of control, on which to receive the high given quality indications with the use of methods of classical theory of control is difficult and in many cases impossible. For optimization of the control of the complex it is suggested to use multilevel systems of control, based on decomposition of control systems and FUZZY control systems at a higher level of control. For the WMS complex decomposition is carried out, allowing to separate it into 5 independent contours of control, to determine perturbing, controlling and controlled variables. For each sector of typical technology on the basis of general tests a mathematical model was calculated and constructed accounting its nonlinearity, multiconnection and multidimensionality. To determine the efficiency of the process of dressing it was suggested to use the values of output and extraction of products into concentrate. For each contour of control a synthesis of local PID-regulators was carried out. For the systems of control of higher level FUZZY – control devices were constructed. Investigation of the developed multilevel control system showed the increase of output of useful component by 1.5% and improvement of quality indications transfer processes with a wide range of changes of perturbing affects.

Fig. 3. Ref. 4.

UDC 621.879.622-34

Methods of Identification of Technological Conditions of One-bucket Excavators /Bobin I.S.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.86-92. – Russian.

Possible methods of identification of technological conditions of one-bucket excavators are considered. Evaluation of potential efficiency is made of utilization of each method of images identification for solving of the formulated task. As a result the most optimal methods of identification were suggested.

Ref. 25.

UDC 622.3.013

To the Determination of Connection between Parameters of Occasional Perturbations /Baranovsky V.P.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.92-94. - Russian.

Proportions are suggested allowing to connect parameters of various occasional perturbations affecting on the automatic systems of control of technological objects.

An occasional signal with exponential-cosine correlation function was taken as a basic one. The task of connection of a basic signal with the signal described by the correlation function with a sine constituent is solved.

Fig. 1.

UDC 622.7-52:51.001.57

Parametric Identification of Parameters of Static and Dynamic Characteristics of Feeders and Screens/ Komarov A.Ya., Prokof'yev E.V.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.94-102. - Russian.

Analytical expressions are given for preliminary calculation in designing of parameters of transfer functions of feeders and screens on various channels of communications between input and output variables on the basis of designing and technical data and the numbers of regime values of a technological scheme of material processing.

Ref. 1.

UDC 622:621.879.3

Analysis of Working Loads and Substantiation of Methods of Dynamic Tests of Generators of Excavator Electric Drive /Skobtsev S.N.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.102-110. - Russian.

A method of statistic analysis of dynamic loads of excavator electric drive is given. On the basis of potential characteristics of velocity maximum values of the current change of a power circuit the parameters of testing regime of dynamic trials of electric machines are substantiated.

Fig. 5.

UDC 621.879:510.22

Possibilities of Application of Algorithms of Treatment of Indistinct Information in Excavator Data-Control Systems /Pokshin A.V.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9.-P.110-114. - Russian.

Possibilities are considered of application of algorithms of treatment of indistinct information in data-controlling systems of one-bucket excavators.

A structure of a not-clear controlling device is suggested providing the working capacity of any excavator electric drives in any technological regimes and also the structure of a three-level system of identification of technological conditions of one-bucket excavator.

The possibility of development of dynamic systems models is considered necessary for solving of tasks of analysis and synthesis of FUZZY control systems on the basis of a single mathematical description.

Fig.3. Ref. 6.

UDC 622.68

About Monitoring of Efficiency of Railway Transport Functioning in Quarry /Boyarskikh G.A., Dergunov N.P., Starikov A.D., Chernil'tsev A.G.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.115-125. - Russian.

A method of control of joint exploitation of quarry and a system of repair of quarry equipment is presented, a scheme and mathematical interpretation of monitoring of designing, maintenance and repair is suggested on the basis of simulation. Methodology of development of a modern integrated control system of mining

enterprise is considered (subject – railway transport inserted into the technological environment and the surrounding of its life cycle). Instead of usual algebraic or quadrature formula applied for description of transport processes and the processes of functioning of mining machines the dynamic models are used – railroad rolling stock movement on a real way, wagons loading, change of movement regimes and so on.

Fig. 2 Ref. 27.

UDC 622.73

Development of Procedures of Parameters Identification of Crushing Chambers of Cone Crushers. / Shestakov V.S. // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering.* - 2000. - Issue 9. - P.125-132. – Russian.

A procedure of parameters calculation is given based on application of simulation of a working process of crushing. The model includes terms allowing to determine the change of position of the cone armor and crushed material until meeting with the armor and together with the armor of the cone, the change of lumps sizes in the process of crushing. An example of graphic presentation of results of calculations on ECM is given.

Fig. 4. Ref. 4.

UDC 622.24.05.055

Investigation of Criterion of Maximum Drilling Footage in Boring /Sitnikov N.B., Trop V.A.// *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering.* - 2000. - Issue 9.-P.132-138. – Russian.

On the basis of experimental-theoretical investigations of a mathematical model of general drilling process some necessary conditions are received of a drilling footage extremum on a rock crushing instrument (RCI). It is shown that limitations related to the drilling process are the main reason resulting in extremum of this indication. The main limitations providing the maximum drilling footage on RCI are the limitations on mechanical velocity and depreciation of a rock crushing instrument.

The given examples confirmed all theoretical conclusions of the article.

Table 1. Ref. 2.

UDC 621.928.37

Numerical Modeling of Current of a Twisted Flow with a Variable of Eddy Tension /Yartsev V.A., Rozhneva V.K.//*Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering.* - 2000. - Issue 9. - P.138-142. – Russian.

Equations for numerical modeling of a twisted flow with a variable of eddy tension are presented, obtained on the basis of analysis of experimental investigations of aerodynamics of direct-flow cyclones with spiral air supply.

Ref. 3.

UDC 621.867.2:622

Determination of Characteristics of Conveyer Belt Damages (the second task of vibrodiagnostics) /Kozhushko G.G., Semenov D.Yu., Yampol'sky D.A. // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering.* - 2000. - Issue 9. - P.143-150. – Russian.

Monitoring of technical conditions will allow to evaluate remaining resource of a conveyer belt. It is shown that it is possible to evaluate technical state of a conveyer belt according to its vibration characteristics.

As the analysis of final-element models of a part of a moving conveyer belt showed, the frequency characteristics have enough information for identification of the type, size and location of a damage along the belt length. The following types of damage were considered : longitudinal break, cross break and depreciation of the belt on the thickness.

Fig.9. Tabl. 1. Ref. 10.

UDC 622.3.002:614

Hydrophication of Equipment – Reserve of Increasing Technical Level of Mining Machines /Komissarov A.P., Suslov N.M., //Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.151-154. - Russian.

Examples of application of hydraulic drive in mining machines are presented and technical and technological advantages are considered. In particular, application of hydraulic drives and hydrostatic gear in powerful walking excavators, the mass of which exceeds 10 000 t provides reliability of the design.

The possibility of synthesis of designing schemes of mining machines with internal locking of working loads is shown (within limits of a working unit) at the account of hydrophication of working equipment.

Fig. 3. Ref. 1.

UDC 621.879

To the Question of Designing of Hydraulic Excavator Drive /Shestakov V.S.//Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.155-157. - Russian.

Drawbacks of existing schemes of hydraulic drives of excavators are described and a perspective scheme is suggested with recuperation of power at the account of application of hydro-accumulator. A procedure of parameters calculation for the given scheme is presented.

Fig. 1. Ref. 1.

UDC 622. 73

Power Consumption in Crushing of Rocks by Cone Crushers /Lagunova Yu.A.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.158-161. - Russian.

Main factors determining power capacity of rocks crushing at various stages of ore preparation are considered.

It is shown that organization of the process of ore preparation accounting power characteristics of the crushed material provides the decrease of power consumption on crushing at the account of excluding of material pressing and the degree of regrinding.

Tabl. 3.

UDC 622.243

To the Question of Application of Power Swivel in Lowering – Hoisting Complex of Aggregates for Capital Repair of Bores /Gavrilova L.A., Epshtein V.Ye. //Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.162-164. -Russian.

The analysis of structures of lowering-hoisting operations and possible variants of designing fulfillment of LHC installations for capital repair of bores is carried out. Comparative evaluation of efficiency of application of LHC with application of power swivel (higher drive) in relation to the LHC fulfilled according to the traditional scheme (with a driver of rotary type) was carried out on the list of ranged criteria. Main criteria of evaluation of LHC schemes are revealed: time consumption on LHO and approximate cost of the LHC equipment.

Tabl. 2. Ref. 5.

UDC 622.232:539.538

Profiling of a Crushing Chamber of Cone Crushers Accounting Depreciation by Armor. /Zimin A.I., Kanusik Yu.P., Zimin I.A., Gorelov Yu.V.//Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.165-169. - Russian.

Procedure of profiling of crushing chamber of cone crushers is suggested accounting depreciation. An example of practical utilization of the method on KMDT crusher and results of industrial trial in conditions of Shartash stone-crush quarry are given.

Fig. 3. Ref. 8.

UDC 622.232.83:622.233.5

Analysis of Application of Percussion Instruments in Industry /Akhlyustina N.V., Khabibulin B.V.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.169-174. - Russian.

A review of produced percussion instruments (hammers) is given: electric impulse, diesel, pneumo-hydraulic- and hydro-pneumatic ones. Hammers found their application in drilling rigs of percussion bore drilling, in repair of metallurgical aggregates (knocking- out of lining) slags crushing, clearing out of spilling buckets, wagons and bunkers from remains of materials and also in construction. Pneumatic hammers and foreign hydro-pneumatic ones with the increase of a strike power its frequency is decreased. For all types of hammers with the increase of their power their mass is increased. Wide application of hammers is restrained by their high price, low reliability and going out of order of the base equipment, for example, excavators as a part of vibration-percussion load is transferred to it, so it is necessary to envisage the expenses on repair.

Fig. 3. Tabl. 4. Ref. 1.

UDC 622.44

About Forecast of Extreme Technical State of Mine Ventilators of Main Ventilation /Kosarev N.P., Timukhin S.A., Sigoshin A.V., Marushchak V.S. //Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.175-177. - Russian.

Approaches to the evaluation and forecast of extreme technical state of mine ventilators of main ventilation being exploited with exceeding normative terms of service are presented. Method of evaluation and forecast of remaining resources of ventilators is given on the factors of fatigue depreciation of core shafts, gear knots and physical wear of gears. The ways of further development of methods of forecast of technical state of ventilators are outlined on the basis of application of means of mathematical simulation.

Ref. 4.

UDC 622.44

Comparative Analysis of Arrangement Scheme of Surface Complexes of Main Ventilator Installations /Kopachev V.F.// Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.177-181. - Russian.

Comparison of some typical schemes is carried out of mine ventilator installations developed by plants-producers, arrangements of surface complexes of MVI at none-ferrous mines and also of new arrangement solutions suggested by various organizations. Method of determination of summarized indications is presented giving the possibility to compare various ventilator installations. Conclusions are made on the efficiency of operation of surface complexes of main ventilator installations and more efficient schemes of arrangement decisions of SC MVI are established.

Tabl. 1. Ref. 9.

UDC 622.684:681.3

Investigation of Temperature Regimes of Tractive Electric Engines of Quarry Trucks on Imitation Model /Kudryavtsev A.A. //Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.182-189. - Russian.

To reproduce tractive and velocity parameters of movement of heavy-duty machines in a wide range of possible conditions of operation an imitation model is developed allowing to determine the temperature regime of tractive electric engines of trucks on values of road conditions. It establishes the perspective of development of methods of direct calculation of resource indications.

Fig. 2. Tabl. 5. Ref. 5.

UDC 622.684

Comparative Calculation of Parameters of Retaining Rock Bank and a Protective Wall for Quarry Roads /Mokrushin N. // Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering. - 2000. - Issue 9. - P.189-192. - Russian.

A comparative calculation is presented of main parameters of retaining rock bank and protective wall of quarry roads while BelAZ-7549 trucks go along them. As a result of calculations it was found out that for location of a protective wall the width is necessary by 3 times less than for the rock bank. It results in great reducing of stripping works, improvement of conditions of exploitation of quarry roads and increasing of efficiency of retaining of trucks on a transport berm.

Fig. 2.

UDC 622.725

Application of Heat Physical Characteristics of Asbestos-Containing Products for Preliminary Dressing /Potapov V.Ya., Tsypin Ye.F., Latyshev O.G., Medvedev Ye.I.// *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering.* - 2000. - Issue 9. - P.193-196. - Russian.

Results of experimental investigations are presented on determination of heat capacity, heat conductivity and temperature conductivity of asbestos-containing ore and rock. The possibility is demonstrated of the use of heat physical properties of asbestos-containing rock for mineral dressing.

Fig. 1. Tabl. 3. Ref. 3.

UDC 622.725

About Selective Components Destruction of Beryl-Containing Ore /Zhukov D.N. // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering.* - 2000. - Issue 9. - P.196-201. - Russian.

The possibility of selective destruction of components of beryl-containing ore is considered by electric impulse method aiming to complete and simultaneous opening of concretions of beryl without regrinding with the minerals of barren rock and also between themselves on the stage of ore preparation.

Fig. 4. Tabl. 1. Ref. 2.

UDC 622.725

Investigation of Processes of Pelletizing with Monolayer Feeding of Moist Loose Materials with Lumps of -+1 mm /Fattakhov N.Z. // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering.* - 2000. - Issue 9. - P.201-205. - Russian.

A mechanism of pelletizing of wet fine materials is considered. The influence of physical properties of lump materials (size, density) and construction parameters RDI (angle of inclination, radius of support) on the process of pelletizing. Method of elimination of lumping of particles is suggested at the account of addition of transport water aiming to widen the boundaries of application of RDI and by this the possibility of sorting out of wet fine materials, this in its turn is an actual problem, for example, in ore dressing, containing precious stones.

Fig. 5. Ref. 6.

UDC 622.725

Evaluation of Possibility of Adaptation of Emerald Producing Industry to Market Relations /Fattakhov N.Z. // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering.* - 2000. - Issue 9. - P.205-208. - Russian.

The way of emerald from a deposit to a consumer in relation to market conditions is considered. The character of distribution of beryl (emeralds) depending on their size is established. A comparative analysis of various sources of emerald raw material is given. A method of decreasing of the cost of emerald raw material is suggested. Conclusions are made.

Fig. 4. Ref. 4.

UDC 622.684:629.113.62:658.26

Results of Testing of Devices of Power Supply System of Experimental-Industrial Sector of Diesel-Trolley Transport /Gorshkov E.V., Vozchikov S.V., Anokhin V.I. // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser.: Mining Electric Engineering.* - 2000. - Issue 9. - P.209-212. - Russian.

Materials given in the article allow to evaluate efficiency of main devices of power supply system of experimental-industrial sector of diesel-trolley transport.

Tabl. 2.

Информационно-изыскательский центр
Уральская государственная горно-топорическая академия
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30

Компьютерная обработка Е.В. Баранова
Исследования в области электротехники Н.А. Удальцова
Редактор канд. экон. наук И.В. Удальцова

ИП № 020256 от 20.01.97 г.

Уч.-изд. л. 28.0. Тираж 200 экз. I кв. 1997 г.
Подписано в печать 22.01.2000 г. Формат 60 x 84 мм. Бумага писчая. Тираж офсетный. Уч.-изд. л. 28.0.

г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральская государственная горно-топорическая академия
ООО «Политехника», лис. № 4
Информационно-изыскательский центр

Заявки направлять по адресу:
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральская государственная горно-геологическая академия
Информационно-издательский центр

UDC 622.725

Application of Heat Physical Characteristics of Asbestos-Containing Products for Preliminary Dressing
Kopylov V. Ya., Tsybin Ye. F., Katsychev O. G., Medvedev Ye. I. // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser. Mining Electric Engineering*. - 2000. - Issue 9. - P. 193-196. - Russian.

Results of experimental investigations are presented on determination of heat capacity, heat conductivity and temperature conductivity of asbestos-containing ore and rock. The possibility is demonstrated of the use of heat physical properties of asbestos-containing rock for mineral dressing.

Fig. 1; Tabl. 3; Ref. 3.

UDC 622.725

*About Selective Components Destruction of Beryl-Containing Ore (Zhuikov D. N.) // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser. Mining Electric Engineering*. - 2000. - Issue 9. - P. 196-201. - Russian.*

The possibility of selective destruction of components of beryl-containing ore is considered by electric discharge method aiming to complete and simultaneous opening of concretions of beryl without regrading with the mass of barren rock, and also between themselves on the stage of ore preparation.

Fig. 4; Tabl. 1; Ref. 3.

UDC 622.725

*Investigation of Processes of Pelletizing with Manipulator-Feeding of Moist Loose Materials with Lump of 4-1 mm. Taktakiev N. Z. // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser. Mining Electric Engineering*. - 2000. - Issue 9. - P. 201-203. - Russian.*

A mechanism of pelletizing of wet fine materials is considered. The influence of physical properties of lump materials (size, density) and construction parameters (RDI (angle of inclination, radius of support)) on the process of pelletizing. Method of optimization of lumping of particles is suggested in the account of addition of transport water aiming to widen the boundaries of application of RDI, and by this the possibility of setting out of wet fine materials, this in its turn is an actual problem. For example, in ore dressing, containing precious metals.

Fig. 5; Ref. 6.

UDC 622.725

*Extension of Possibility of Adaptation of Pelletizing Process to Conditions of Wet Dressing of Beryl-Containing Ore (Zhuikov D. N.) // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser. Mining Electric Engineering*. - 2000. - Issue 9. - P. 203-209. - Russian.*

The way of transfer from a deposit to a processed material in relation to market conditions is considered. The character of distribution of beryl (concentrations) depends on their size is established. A comparative analysis of

Подписано в печать 25.01.2000 г. Формат 60 x 84 1/8. Бумага писчая. Печать офсетная. Усл. печ. л. 29,0.
Уч.-изд. л. 28,0. Тираж 200. Заказ 1 21.

Fig. 4; Ref. 4.

UDC 622.684:622.113.62.638.28

*Results of Testing of Devices of Control of Process of Pelletizing of Beryl-Containing Ore (Zhuikov D. N.) // *Izvestiya of the Ural State Academy of Mining and Geology. Ser. Mining Electric Engineering*. - 2000. - Issue 9. - P. 209-212. - Russian.*

Информационно-издательский центр
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральская государственная горно-геологическая академия
АООТ «Полиграфист», цех № 4
г. Екатеринбург, ул. Тургенева, 20.