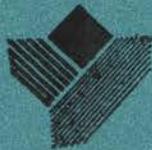


# ИЗВЕСТИЯ

## УРАЛЬСКОГО ГОРНОГО ИНСТИТУТА

сер Горная электромеханика

4 • 1993



ЕКАТЕРИНБУРГ

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ  
ПО ВЫСШЕМУ ОБРАЗОВАНИЮ

УРАЛЬСКИЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

ИЗВЕСТИЯ  
УРАЛЬСКОГО ГОРНОГО ИНСТИТУТА

СЕРИЯ  
ГОРНАЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА

Вып. 4. 1993



Екатеринбург

ГЛАВНАЯ РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ  
ИЗВЕСТИЙ УРАЛЬСКОГО ГОРНОГО ИНСТИТУТА

Член-корр. АЕН РФ, проф. И. В. Дементьев (главный редактор)

Проф. В. П. Алексеев, проф. О. Н. Грязнов (зам. главного редактора), проф.  
Э. С. Лапин, доц. Ю. И. Лель, проф. В. А. Масленников, проф. М. Б. Носырев, проф.  
В. М. Сапожников, Л. В. Устьянцева (ответств. секретарь), проф. В. С. Хохряков

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ СЕРИИ: ГОРНАЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА

Проф. В. А. Масленников (ответственный редактор)

Доц. Т. П. Бебенина (ответственный секретарь), доц. Г. А. Боярских, проф.  
М. Б. Носырев (зам. ответств. редактора), доц. Н. Б. Ситников, доц. Е. Ф. Цыпин,  
доц. О. Ю. Шангин

и 2501000000+2402010000—24  
5К2(02)—94 ИБ—24—93

ISBN 5—230—25505—6

© Уральский горный ин-т, 1993

## СОДЕРЖАНИЕ

### Предисловие

7

### Горные машины

Масленников В. А. Математические модели технических систем «Камера дробления дробилки КМД», «Рабочий процесс дробилки КМД» . . . . .	9
Тимошин Л. Р. Связь профиля камеры дробления ККД с характеристиками рабочего процесса . . . . .	49
Ляпцев С. А., Мазеин О. П. Математическое моделирование динамических процессов при испытаниях предохранительного пояса . . . . .	51
Ляпцев С. А., Полухина Н. В. Решение краевых задач теории упругости приближенными энергетическими методами . . . . .	55
Боярских Г. А. Аналитическое моделирование состояния породоразрушающих элементов бурового твердосплавного инструмента . . . . .	59
Казак С. А. Вычислительные особенности определения усталостной долговечности деталей подъемно-транспортных и горных машин при нерегулярном нагружении . . . . .	64
Кожушко Г. Г. К исследованию вынужденных поперечных колебаний конвейерных лент в нелинейной постановке . . . . .	66
Юдин А. В. К расчету параметров колебаний карьерных перегрузочных систем на основе вибрационной техники . . . . .	70
Юдин А. В., Мальцев В. А. Исследование послеударного движения рабочего органа вибропитателя под воздействием импульсного нагружения . . . . .	81
Замешин В. В. Измерение силы тяжести движущегося ковша драглайна в процессе экскавации . . . . .	86

### Обогащение полезных ископаемых

Тарчевская И. Г. Флотационные свойства оливина . . . . .	90
Морозов Ю. П. Системный анализ и декомпозиция флотоклассификации . . . . .	94
Тагиров Н. Т., Ехлакова Г. П., Конева С. Т., Назаров Д. И., Белокрылецкий В. И. Состояние и перспективы совершенствования процессов обогащения минеральных шламовых частиц крупностью менее 0,071 мм . . . . .	99
Ехлакова Г. П., Тагиров Н. Т., Назаров Д. И., Белокрылецкий В. И. Исследование закономерностей гравитационного разделения в водной среде хромшпинелида и сопутствующих ему минералов . . . . .	105
Цыпин Е. Ф., Потапов В. Я., Пелевин А. Е., Слесарев О. Ю., Умнова В. В. Оптимизация конструктивных параметров барабанного трения сепаратора . . . . .	115
Чуянов Г. Г. Разработка режима утилизации пылевого продукта электрофильтров . . . . .	121
Троп В. А., Санников А. А. Прогнозирование асбестообогатительных процессов по минимуму расстояния с введением весовых коэффициентов . . . . .	124
Брагин В. Г., Рахимова А. В. Исследование методом имитационного моделирования эффективности различных каналов управления замкнутым циклом мокрого измельчения магнетитовых руд . . . . .	125
Петров Ю. С., Боровков В. А., Головырин С. С., Исаков И. И. Комбинированный алгоритм управления процессом агломерации железорудного концентрата	138

### Автоматизация процессов горного производства

Ситников Н. Б. Влияние ограничений на показатели процесса бурения геологоразведочных скважин . . . . .	142
Дружинин А. В., Бабенко А. Г., Полузадов В. Н. Оптимизация электромеханического преобразования энергии главными приводами мощного экскаватора-драглайна . . . . .	149
Полузадов В. Н., Дружинин А. В., Бабенко А. Г. Влияние коммутационных ограничений на механические характеристики приводов мощных драглайнов . . . . .	153
Бабенко А. Г. Проект интерактивной интегрированной системы контроля, диагностики и управления . . . . .	156

Дружинин А. В. Электронная таблица реального времени интегрированной интерактивной системы контроля, диагностики и управления . . . . .	163
Матвеев В. В. Графический интерфейс интегрированной интерактивной системы контроля и диагностики горных машин . . . . .	166
Багаутинов Г. Г., Багаутинов Г. А., Степанова Г. Ф. Разработка и внедрение микропроцессорной системы управления добычным комплексом драги . . . . .	169
Багаутинов Г. Г., Исрапилов Р. Б., Багаутинов Г. А. Сравнительный анализ структур регулятора разгона механизма бокового перемещения драги . . . . .	173
 Рефераты (на русском языке) . . . . .	179
 Abstracts (in English) . . . . .	185

## CONTENT

### Introduction

7

### Mining Machines

Saslennikov V. A. Mathematical Models of Technical Systems «Crushing Chambers of KMD Crushers», «Operating Process of KMD Crushers»	9
Timoshin L. R. Connection of a Profile of KKD Grinding Chamber with Characteristics of its Operating Process	49
Lyaptsev S. A., Mazein O. P. Mathematical Modelling of Dynamic Processes in Testing of a Safety Belt	51
Lyaptsev S. A., Polukhina N. V. The Solution of Marginal Problems of Elastic Theory by Approximate Energy Methods	55
Soyarskikh G. A. Analytical State Modelling of Rocks Crushing Drilling Hard Alloyed Instruments	59
Kozak S. A. Calculation Peculiarities of Determination of Weariness Durability of Parts of Lifting-Transport and Mining Machines With Irregular Loading	64
Kozhushko G. G. On the Investigation of Forced Lateral Vibrations of Conveyor Belts in Non-linear Form	66
Tudin A. V. On the Calculation of Variations Parameters of Quarry Overloading Systems on the Basis of Vibration Machinery	70
Tudin A. V., Maltsev V. A. Investigation of Aftershock Movement of a Vibro-Feeder Working Unit under the Influence of Impulse Loading	81
Zameshin V. V. Gravity Measurement of a Dragline Operating Bucket in the Process of Excavation	86

### Mineral Dressing

Tarchevskaya I. G. Floatation Properties of Olivine	90
Morozov Yu. P. System Analysis and Decomposition of Floatation Classification	94
Tagirov N. T., Ekhlavova G. P., Koneva S. T., Nazarov D. I., Belokryletskiy V. I. The State and Perspectiveness of Processes Improvement of Mineral Slime Particles with the Grain Size Less than 0.071 mm	99
Ekhlavova G. P., Tagirov N. T., Nazarov D. I., Belokryletskiy V. I. Investigation of Regularities of Gravitational Separation in Water Media of Chromespinelide and Accompanying Minerals	105
Tsyplin Ye. F., Potapov V. Ya., Pelevin A. Ye., Slesarev O. Yu., Umnova V. V. Optimization of Design Parameters of a Drum Friction Separator Model	115
Shuyanov G. G. Elaboration of a Regime of Dust Product Utilization of Electric Filters	121
Trop V. A., Sannikov A. A. Forecasting of Asbestos Concentration Processes on Minimum Distance with Application of Weight Coefficient	124
Bragin V. G., Rakimova A. V. Investigation of Different Channel Efficiency of a Closed Cycle Control of Wet Grinding of Magnetite Ore by a Method of Imitation Modelling	125
Petrov Yu. S., Borovkov V. A., Golovyrin S. S., Iskakov I. M. Combined Algorythm of Control of an Iron-Ore Concentrate Agglomeration Process	138

### Automation of Mining Processes

Sitnikov N. V. The Influence of Limitations on Indicators of Drilling Processes of Prospecting Bore Holes	142
Druzhinin A. V., Babenko A. G., Poluzadov V. N. Optimization of Electric-Mechanical Transformation of Energy by Main Drives of Powerful Excavator-Draglines	149
Poluzadov V. N., Druzhinin A. V., Babenko A. G. The Influence of Commutation Limitations on Mechanical Characteristics of Powerful Draglines Drives	153
Babenko A. G. Project on Interactive Integrated System of Control, Diagnostics and Monitoring	156

Druzhinin Av. Real Time Electronic Table of Integrated Interactive System of Control, Diagnostics and Monitoring	163
Matveyev V. V. Graphical Interface of Integrated Interactive System of Control and Diagnostics of Mining Machines	166
Bagautinov G. G., Bagautinov G. A., Stepanova G. F. Elaboration and Introduction of Microprocessor System of Software Control of a Dredge Mining Complex	169
Bagautinov G. G., Israpilov R. B. Comparative Analysis of a Regulator Structure of Meshanism Acceleration of Dredges Lateral Movement	173
 Abstracts (in Russian) . . . . .	179
 Abstracts (in English) . . . . .	185

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Уральский горный институт — старейший технический вуз региона, крупный центр горно-геологического высшего образования и науки России. За 75 лет активной деятельности в институте созданы научные школы по различным направлениям геологии, геофизики, горного дела и горной механики, подготовлено свыше 38 тысяч специалистов с высшим образованием, известных не только на Урале, в Российской Федерации, но и за их пределами.

Одной из важнейших сфер своей деятельности в первые же годы работы молодого вуза руководство горного института считало публикацию результатов исследований. В 1917 г. был намечен обширный план изданий, включавший научные труды Уральского горного института и журнал «Известия Уральского горного института». В связи с гражданской войной и частичной эвакуацией вуза во главе с ректором проф. П. П. Веймарном первый и единственный номер журнала (вып. 1) под его редакцией вышел в свет во Владивостоке в 1918 г.

Достижения уральской горно-геологической школы освещались в Трудах Свердловского горного института. За период с 1937 по 1976 гг. издано 132 выпуска Трудов (№ 2 — 133), в которых опубликованы результаты научных исследований преподавателей, сотрудников и студентов института. В 1971 г. в соответствии с Приказом Минвуза РСФСР институт перешел к изданию межвузовских научных тематических сборников. С 1971 по 1992 г. выпущено 125 сборников. Они сыграли определенную положительную роль в пропаганде научных идей и результатов исследований, проводимых сотрудниками института. Однако в процессе издания тематических сборников выявился ряд недостатков и трудностей.

В соответствии с лицензией ЛР № 020256 на издательскую деятельность, выданной Министерством печати и массовой информации РФ, существенно расширились права института в этой области.

С 1993 г. возобновляется издание журнала «Известия Уральского горного института». Журнал призван публиковать научные работы преподавателей, сотрудников, докторантов, аспирантов и студентов института по всем направлениям фундаментальных и прикладных исследований кафедр по проблемам геологии, геофизики, горного дела и горной электромеханики. Результаты исследований должны охватывать полный цикл изучения минерального сырья — от геологии, прогнозирования, поисков и разведки полезных ископаемых до их разработки и обогащения, включая многогранные аспекты техники и технологии разведочного дела и горного производства.

Материалы «Известий» будут распределяться в три серии: Геология и геофизика, Горное дело и Горная электромеханика. Предполагается издавать ежегодно все три серии. Рубрикация серий гибкая, определяется содержанием поступающих материалов и должна охватывать все

направления научной деятельности коллектива института. Вместе с тем основные рубрики призваны отражать профилирующие научные направления работы кафедр.

**Серия: ГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА.** Освещаются результаты научных исследований по общей, исторической и региональной геологии; минералогии, петрографии и геохимии; геологии, прогнозированию, поискам и разведке месторождений полезных ископаемых; гидрогеологии, инженерной геологии и геоэкологии; разведочной геофизике; технике, технологии и организации геологоразведочных работ.

**Серия: ГОРНОЕ ДЕЛО.** Предполагается обсуждение способов и методов разработки месторождений полезных ископаемых; шахтного строительства, проходки и крепления горных выработок; разрушения горных пород; механики горных пород, маркшейдерии, геодезии; проблем экономики и организации горного производства; охраны труда; охраны окружающей среды.

**Серия: ГОРНАЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА.** Рассматриваются современные проблемы автоматизации горно-технологических процессов; горных машин и комплексов; горной механики; электрификации горных предприятий и электропривода; обогащения полезных ископаемых; химии в горном деле.

Кроме основных рубрик, в выпусках всех серий предусмотрена публикация кратких сообщений, вопросов горно-геологического образования, историографии, критики, библиографии, хроники.

После 75-летнего перерыва журнал «Известия Уральского горного института» вновь выходит в свет, продолжая лучшие традиции уральской горно-геологической школы. Выпуск 4 серии «Горная электромеханика» посвящен актуальным проблемам уральской горной науки и практики. Он предлагает специалистам обсудить математические и аналитические модели породоразрушающих, подъемно-транспортных систем и механизмов, горных машин, инструмента и приспособлений; результаты исследования флотационных характеристик оливина, хромшпинелидов и сопутствующих компонентов, минеральных шламов тонкой фракции, совершенствование технологических схем обогащения асбестовых, магнетитовых руд, агломерации железорудного концентрата, оптимизация конструктивных параметров и режимов работы оборудования; вопросы автоматизации, оптимизации, контроля и управления процессами бурения геологоразведочных скважин, работы экскаватора, драги, горных машин и комплексов.

Редакция журнала поздравляет коллектив института с этим знаменательным событием. Путь для широкого обсуждения результатов исследований открыт. Надеемся, что журнал будет полезен для специалистов не только Уральского региона.

Главная редакция

# ГОРНЫЕ МАШИНЫ

УДК 622.73

Памяти Владимира Рудольфовича Кубачека

*B. A. Масленников*

**МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ**  
**«КАМЕРА ДРОБЛЕНИЯ ДРОБИЛКИ КМД»,**  
**«РАБОЧИЙ ПРОЦЕСС ДРОБИЛКИ КМД»\***

*Условные обозначения*

**Характеристика дробимого материала (вход — операнд — выход)**

- $d$  — абсолютная величина (толщина) наибольшего куска питания,
- $d_i$  — абсолютная толщина  $i$ -го по крупности куска питания,
- $X_i$  — абсолютная толщина  $i$ -го по крупности осколка,
- $x_i$  — относительная к  $d_i$  толщина  $i$ -го по крупности осколка куска питания,
- $E_i$  — текущее значение абсолютной величины деформации сжатия куска или осколка,
- $\varepsilon_i$  — относительное значение  $E_i$ ,
- $E_n$  — абсолютное значение деформации сжатия в начале проявления куском или осколком свойства дробимости,
- $\varepsilon_n$  — относительное значение  $E_n$ ,
- $E_k$  — абсолютное значение деформации сжатия в конце проявления свойства дробимости куском или осколком,
- $\varepsilon_k$  — относительное значение  $E_k$ ,
- $f$  — эквивалентный коэффициент трения скольжения куска или осколка по броне дробящего конуса,
- $f_0$  — эквивалентный коэффициент трения удара куска или осколка по броне дробящего конуса,
- $F$  — матрица распределения крупности кусков (грансостава) в питании дробилки (диагональная матрица отбора в полном уравнении дробления),
- $P$  — строчная или столбцовая матрица грансостава продукта дробления,
- $P_{x\Phi}, P_{xk}$  — строчная или столбцовая матрица грансоставов характеристических продуктов — продуктов дробления узких размерных фракций питания или отдельных кусков,
- $p(d_i)\varepsilon_i; p(X_i)\varepsilon_i; p(x_i)\varepsilon_i$  — матрицы характеристик дробимости кусков и осколков,
- $p_r$  — матрицы грансоставов готовых частей операнда,
- $D$  — диагональная матрица отбора в уравнениях дробления отдельных кусков,
- $P_r$  — полная прямоугольная матрица разрушения в уравнениях дробления отдельных кусков,
- $P_s$  — матрица разрушения в полном уравнении дробления,
- $c(d_i); c(X_i); c(x_i)$  — элементы матриц  $F; D; P; p_r$ .

**Характеристика движения операнда**

- $j = 1, 2, \dots, n$  — порядковый номер шага процесса преобразования операнда,
- $S_{0j}; \dot{S}_{0j}; g$  — вертикальные составляющие перемещения, скорости, ускорения куска или осколка при безопорном движении на  $j$ -м шаге процесса преобразования операнда;
- $S_{1j}; \dot{S}_{1j}; \ddot{S}_{1j}$  — относительные перемещение, скорость, ускорение куска или осколка

\* Окончание в следующем номере серии: Горная электромеханика.

при скольжении по броне дробящего конуса на  $j$ -м шаге процесса преобразования операнда;

$S_{2(j-1)}$ ;  $\dot{S}_{2(j-1)}$  — составляющие перемещения, скорости куска или осколка вдоль камеры дробления при их безопорном движении на  $j$ -м шаге процесса преобразования операнда;

$l_{0j}$  — перемещение куска или осколка относительно брони дробящего конуса при безопорном движении на  $j$ -м шаге процесса преобразования операнда,

$l_j$  — длина  $j$ -го шага куска по камере дробления,

$v$  — индекс параметров момента встречи куска или осколка с броней дробящего конуса в конце фазы безопорного движения куска или осколка,

$z$  — индекс параметров момента зажатия куска или осколка бронями дробящего конуса и дробильной чаши,

$c$  — индекс параметров движения куска или осколка при их скольжении по броне дробящего конуса.

### Характеристика движения дробящего конуса

$n$  — частота качаний,

$\omega$  — угловая скорость прецессии,

$U$  — линейная скорость прецессии,

$U'$  — проекция  $U$  на плоскость движения куска или осколка,

$\phi$  — фаза колебания дробящего конуса,

$\phi'$  — проекция  $\phi$  на плоскость движения куска,

$T$  — период колебания,

$\Theta_p$ ;  $\Theta_x$ ;  $\Theta$  — углы нутации при рабочем, холостом ходах дробящего конуса, номинальные;

$\Theta'_{pj}$  — проекция  $\Theta_p$  на плоскость движения куска в  $j$ -м шаге процесса преобразования операнда,

$r_{vj}$ ;  $r_{aj}$ ;  $a_{vj}$ ;  $a_{aj}$  — полярные координаты относительно точки начала гираций для точек поверхности брони дробящего конуса в местах встречи кусков или осколков с броней дробящего конуса, зажатий кусков и осколков бронями дробящего конуса и дробильной чаши на  $j$ -м шаге процесса преобразования операнда;

$e_{vj}$ ;  $e_{aj}$  — радиусы-векторы прецессии точек поверхности брони дробящего конуса в местах встречи брони с падающими кусками или осколками, в местах зажатий кусков или осколков бронями конуса и дробильной чаши на  $j$ -м шаге процесса преобразования операнда (проекции  $r_{vj}$  и  $r_{aj}$  на плоскость годографа);

$e'_{vj}$ ;  $e'_{aj}$  — проекции  $e_{vj}$  и  $e_{aj}$  на плоскость движения куска или осколка,

$t_{vj}$ ;  $t_{aj}$  — исчисляемые от начала фазы удаления брони дробящего конуса от брони дробильной чаши отрезки времени к наступлению моментов встречи кусков или осколков с броней дробящего конуса, зажатий кусков или осколков бронями дробящего конуса и дробильной чаши на  $j$ -м шаге процесса преобразования операнда;

$r_0$ ;  $a_0$  — полярные координаты точки верхнего основания брони дробящего конуса относительно точки начала гираций,

$r_n$ ;  $a_n$  — то же для точки нижнего основания брони конуса.

### Геометрические параметры камеры дробления

$B$  — ширина открытой приемной щели,

$B_0$  — ширина нейтральной приемной щели,

$B_1$  — ширина закрытой приемной щели,

$B_2$  — ширина закрытой щели камеры на границе между первым и вторым шагами кусков по камере,

$B_3$  — ширина закрытой щели камеры в конце первого шага осколков, подлежащих дальнейшему дроблению;

$s_{ij}$  — текущее значение ширины закрытой щели на  $j$ -м шаге процесса преобразования операнда,

$s_p$  — ширина калибровочной щели на рабочем ходу дробилки,

$s_x$  — ширина калибровочной щели на холостом ходу дробилки,

$s_0$  — ширина открытой щели у нижней границы камеры дробления,

$s_n$  — ход конуса на нижней границе камеры дробления при рабочем ходе дробилки,

$i_k = d : s_p$  — конструктивная степень сокращения камеры дробления,

$l_{kd}$  — длина камеры дробления,

$l_d$  — длина зоны дробления,

$l_k$  — длина зоны калибровки,

$R_{k0}$ ;  $R_{k1}$ ;  $R_k$  — радиусы нижнего основания, места перехода зоны дробления в зону калибровки, верхнего основания брони дробящего конуса;

$R_{q0}$ ;  $R_{q1}$ ;  $R_q$  — то же для брони дробильной чаши,

$H_k$ ;  $h_k$  — высоты брони, зоны калибровки брони дробящего конуса;

$H_q$ ;  $h_q$  — то же для брони дробильной чаши,

$L$  — расстояние от точки начала гираций до верхнего основания брони дробящего конуса,

$L_1$  — то же для брони дробильной чаши,

$\beta$ ;  $\beta_1$ ;  $\beta_2$ ;  $\beta_3$  — углы наклона к основаниям броней для образующих поверхностей зон калибровки и дробления брони дробящего конуса, зон дробления и калибровки брони дробильной чаши.

При необходимости ввода других обозначений они будут пояснены в тексте.

## 1. ВВЕДЕНИЕ

Конусная дробилка мелкого дробления («КМД» в России, «Short Head Crusher» в США) изобретена в первой четверти нашего века Эдгаром Саймонсом (E. Symons) и через несколько лет после этого усовершенствована Оскаром Грюндером (O. Gruender). Этим неординарным конструкторам удалось добиться творческого успеха, на многие годы вперед обогнавшего свое время. Машина первоначально сделана настолько добротно, что даже адекватное, имитационное моделирование вряд ли позволит кардинально улучшить ее технологические показатели. Тем не менее несомненна польза моделирования для получения объяснения взаимосвязей свойств дробилки со свойствами перерабатываемых дроблением материалов и для замены столь блестательно проявленного Э. Саймонсом и О. Грюндером искусства конструирования на научные методы, сочетающие гарантию оптимального результата с доступностью для использования любым соответственно подготовленным специалистом.

Высокие эксплуатационные качества дробилок позволили их пользователям долго не нуждаться в услугах науки, наука и техника в этой области развивались, игнорируя друг друга. Следствием стала излишняя по времени и затратам труда, мизерная по итогу задержка ученых на исследовании энерго-крупностных гипотез дробления Бонда, Кика, Риттингера, запоздалый интерес к физическим свойствам горных пород и к механике рабочего процесса дробления, забвение идей изобретателей дробилки КМД. Следует отметить, что до широкого внедрения в практику вычислительной техники и до оформления теории технических систем в науку не было ни инструментальных, ни методологических средств адекватного решения задач дробления.

Сейчас эти средства имеются, и они стали основой излагаемого решения задачи, при выполнении которого (1971—1976 гг.) принималось:

— изучающиеся более ста лет гипотезы Кика, Риттингера и около сорока лет обсуждаемая гипотеза Бонда, выступая единственным багажом «энерго-крупностного» подхода к изучению проблем дробления, делают подход бесперспективным из-за голой эмпиричности, слишком скучного и сомнительной истинности содержания гипотез;

— перспективным для получения объективного и адекватного результата будет ограничение задачи изучением механики формирования крупности дробленого продукта, которое позволяет заменить познание сложных энерго-крупностных закономерностей установлением простых явлений механического разрушения кусков горных пород;

— наличие в активе решенной крупностной задачи дробления будет способствовать появлению обстоятельств, облегчающих решение энергетической задачи;

— известное сочетание феноменологического («знаю, что, не знаю, почему») и онтологического («знаю, что, знаю и могу объяснить, почему») знаний позволяет получить онтологическое знание конструкции и рабочего процесса дробилки КМД, опираясь лишь на феноменологическое знание свойств дробимости горных пород;

— проектирование — полный комплекс работ по созданию технической системы, включая анализ имеющихся научных знаний, проведение необходимых для восполнения недостатка знаний исследований, оптимизацию, моделирование, построение алгоритмов и собственно конст-

рирование. Конструирование — разработка функциональной схемы, органоструктуры, конструктивной схемы и конструкции технической системы с использованием предварительных итогов проектирования.

Коль скоро речь идет о моделях технических систем, то имеет значение отношение к таким вопросам, как оптимизация, оптимальное конструирование, управление.

Часто встречаются суждения, что критерии оптимальности должны выражаться исключительно зависимостями, позволяющими их минимизировать или максимилизировать, а задачей управления циклами дробления являются равные по стадиям цикла затраты энергии.

Ортодоксальное использование понятий позволяет не запутаться в их смысле.

Оптимизация — поиск наилучшего решения из возможных. Мера качества искомого решения — критерий оптимальности. Наилучшим решением может быть минимальное значение критерия (материаломкость, затраты) или максимальное (надежность, доход). Условие оптимизации «из возможных» показывает бесполезность стремления к абсолюту. Любое из принимаемых решений имеет предел совершенства, вызванный существованием ограничений наших возможностей. Ограничения могут быть объективными, субъективными и техническими. Объективны ограничения, отражающие невозможность запредельно использовать физические свойства элементов технической системы (например, невозможность поднять температуру воды выше ста градусов при атмосферном давлении). Субъективны ограничения, связанные с недостатком знаний о предмете проектирования. Технические ограничения вытекают из недостатка современных технологических возможностей для реализации поставленной цели (отсутствие материалов с требуемыми свойствами, оборудования для изготовления деталей соответствующего качества и т. п.). Первое ограничение непреодолимо. Второе и третье могут быть преодолены в процессе научно-технического прогресса.

Оптимальное конструирование ведется после оптимизации и не ее методами, а по ее результатам, по математическим зависимостям, фиксирующим (не ищущим!) условия максимальной меры реализации уже полученного методами оптимизации критерия.

Любой объект конструирования создается ради выполнения какой-то функции. Например, дробилка имеет целевой, главной, функцией преобразование кусковатой смеси хрупких материалов с какой-то исходной крупностью кусков в смесь с меньшими размерами кусков. Из-за того, что в большинстве случаев своего применения дробилка дает продукт, частицы которого заметно крупнее, чем того требуют технологические условия, задачей преобразования и, следовательно, критерием оптимальности при конструировании становится наибольшая среди возможных степень сокращения кусков перерабатываемого материала.

Со стороны потребителя возможен разного сорта субъективизм в подходах к оценке оптимальности работы дробилки. Иной владелец может проявлять повышенную заботу об экономии энергии, другой — о максимуме производительности, третий — о максимуме степени сокращения материала.

Каждый из владельцев сделает предмет своей заботы критерием оптимальной эксплуатации дробилки. При попытке реализовать его он встретится с необходимостью изменить другие параметры, способные выступать критериями оптимальности. Так, попытка экономии энергии и увеличения производительности может быть осуществлена за счет ограничения степени сокращения материала в дробилке каким-то пониженным относительно возможного уровнем. Попытка получить наибольшую из возможных степень сокращения потребует ограничения производительности меньшим сравнительно с возможным уровнем и ограничения

расхода энергии наибольшим необходимым уровнем. Таким путем реализация одного из возможных критерии оптимальности превращает другие возможные критерии в ограничении.

Следует учитывать, что правильно выбранный критерий оптимальности для конструирования и эксплуатации дробилки является именно тем средством, которое дает преимущество машине перед другими. Предположим, рынок переполнен продуктами дробления одинаковой крупности и спрос остался только на более мелкий продукт. Владелец машины, сделанной по критерию, совпадающему с целевой функцией, легко справится с новыми требованиями рынка, а владелец машины, сконструированной по критериям, ограничивающим целевую функцию преобразования, потерпит фиаско. Поэтому критерий, непосредственно способствующий выполнению целевой функции преобразования и называемый «характеристическим критерием оптимальности», предпочтителен для оптимального конструирования. В свою очередь, среди характеристических предпочтителен «объективный характеристический критерий оптимальности», когда ограничением может быть только предел использования для преобразования объективно имеющихся физических свойств преобразуемого объекта.

Что касается уравнивания энергозатрат на каждой стадии цикла дробления, то к нему не следует стремиться, потому что качественно они и так равны (на каждой стадии дробления производятся необходимые затраты энергии), а количественно ни в абсолютном, ни в удельном измерениях равными быть/не могут из-за принципиальной разницы типов машин в стадиях.

Дробилки крупного дробления (ККД) сочетают в своем рабочем процессе дробление способами «кусок о броню» и «кусок о кусок» (см. далее, раздел 3), дробилки среднего дробления (КСД) созданы для разрушения перерабатываемого материала при малых деформациях сжатия, а дробилки КМД — при максимально допустимых: здесь есть и свои «кони», и свои «трепетные лани», которых нельзя запрячь в одну телегу.

В технической системе «Дробилка» итогом работы является продукт дробления. Характеристики питания и характеристики дробилки повлияли на качество продукта — продукт зависит от характеристик питания и дробилки. Но характеристики дробилки постоянны в меру постоянства ее состояния (дробилка — «железная», параметры движения дробящего конуса неизменны, изменения состояния дробилки, например, износ дробящих поверхностей, компенсируются), а характеристики питания (крупность, расход) переменны. Отсюда в триаде «питание — дробилка — продукт» стабильность качества продукта зависит главным образом от стабильности характеристик питания. В поддержании заданных пределов изменения характеристик питания, сохраняющих удовлетворительность качества продукта, состоит задача управления работой дробилки.

При моделировании часто угрожает ситуация поиска в неизвестности, так как определение функционирования технической системы при неизвестной структуре ее устройства (органоструктуре) относится к обычным задачам «черного ящика». Здесь теория технических систем внесла новые возможности. Всегда известна целевая функция преобразования — мотив проектирования. Не следует приступать к конструированию без должного объема знаний о физических свойствах объекта преобразования. В сумме эти знания позволяют превратить поиск в «черном ящике» в обычновенную декомпозицию целевой функции в системе отношений «цель — средство» (см. раздел 4.1).

## 2. ТЕХНИЧЕСКАЯ СИСТЕМА «КМД» — СЛОЖНАЯ ИЛИ ПРОСТАЯ?

На рис. 2.1, а, б показаны схемы простой (хорошо организованной) и сложной (плохо организованной) технических систем (ТС). Простая система включает в себя «ВХОД» — объект преобразования, «ОПЕРАТОР» — средство преобразования, «ВЫХОД» — итог преобразования, «ОПЕРАНД» — вход, находящийся в процессе преобразования в выход, «ОКРУЖЕНИЕ» — объекты реакций и влияний ТС, находящиеся вне ее.

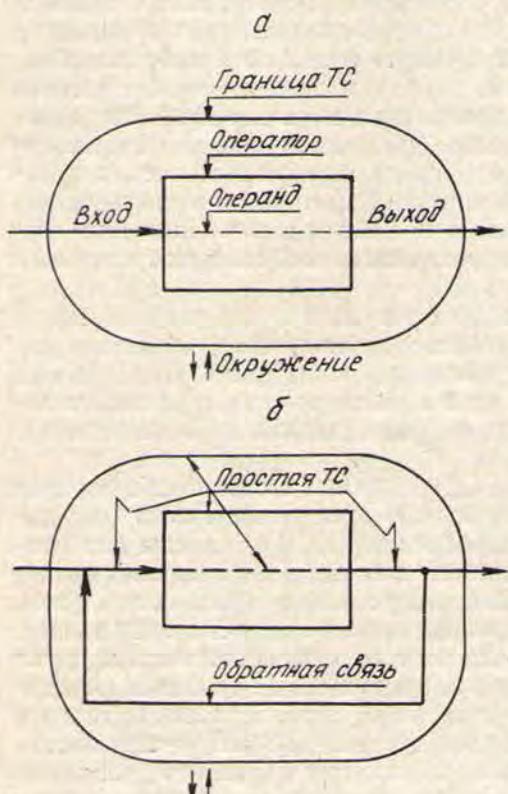


Рис. 2.1

Для специалистов в области дробилок и дробления входом является питание дробилки, оператором — дробилка, выходом — продукт дробления, операндом — питание в стадии переработки дроблением, для специалистов всех квалификаций под окружением понимаются другие ТС или их элементы, связанные с рассматриваемой ТС входами — выходами, персонал и среда.

Сложная ТС (см. рис. 2.1, б) формально образуется путем добавления к простой ТС «ОБРАТНОЙ СВЯЗИ». Добавление обратной связи не является результатом произвола, оно вызвано проявлением весьма неприятной для конструктора необходимости: ТС дает выход, качество которого не удовлетворяет предъявляемым требованиям, но может повыситься при повторном преобразовании в том же самом операторе. Материализуется обратная связь в устройство контроля и разделения выхода на кондиционную и некондиционную части, устройства транспор-

тирования некондиционной части выхода к оператору и так далее, т. е. материализация обратной связи требует расхода значительных средств.

Поэтому вопрос о сложности или простоте ТС возникает первым при ее создании.

В практике отечественной промышленности встречается примерно равное число случаев использования дробилок КМД и в качестве простых (работа в открытом цикле), и в качестве сложных (работа в замкнутом с грохотом цикле) ТС. Какой-то из двух приведенных случаев использования КМД не оправдан, т. к. дробилка мелкого дробления, как и любая другая ТС, не может быть одновременно и простой, и сложной.

Обоснованный выбор типа ТС стал доступным после того, как теория технических систем позволила сделать выводы:

если взаимодействие оператора с операндом случайно, не может быть речи об объективном, на уровне полного использования способности операнда к преобразованию, оптимальном результате преобразования входа в выход, и система должна быть сложной, с коррекцией ее работы через обратную связь;

если преобразующее воздействие оператора на operand достоверно и технологические для преобразования физические свойства операнда используются полностью (взаимодействие оператора с operandом оптимально), ТС функционирует оптимально при выполнении ее в виде простой системы.

Оскар Грюндер, работник американской компании «Нордберг» («Nordberg»), в сороковых годах усовершенствовал дробилку Эдгара Саймонаса внедрением такого способа и таких устройств подачи питания в нее, какие гарантируют достоверное воздействие дробящих органов на все подлежащие дроблению размерные группы (фракции) питания и его осколков. Следовательно, имеется начальное подтверждение целесообразности попытки выполнить дробилку КМД в виде простой технической системы.

А. К. Рундквист, работник института «Механобр», в пятидесятых годах установил явление: при разрушении сжимающими силами куски горных пород проявляют свойство дробимости только в определенном диапазоне нагружения  $E_h - E_k$  (рис. 2.2).

Из диаграммы Рундквиста вытекает очевидное умозаключение: если первое разрушение куска на осколки произошло при  $E_h$  и дробление этих осколков продолжалось до наступления  $E_k$ , значит, продукт разрушения куска при  $E_k$  мельче получаемого при  $E_h$  и вообще самый мелкий из возможных. Следовательно, условием оптимального использования свойства дробимости горных пород является преобразование возможно большей части операнда при деформациях, близких к  $E_k$  или, что не меняет смысла, —  $\varepsilon_k$  (использование в рассуждениях  $\varepsilon_k$  более удобно, так как позволяет отвлечься от абсолютных размеров кусков и осколков). Как будет показано далее, дробление значительной части кусков исходного питания и их осколков с близкими к  $\varepsilon_k$  деформациями вполне достижимо средствами конструирования дробилки при использовании идей Э. Саймонса о дроблении mono слоя кусков и идей О. Грюндера по способу подачи питания в дробилку.

Проведенный анализ показал, что в рабочем процессе дробилки КМД имеется необходимый и достаточный набор характеристик (достоверное на оптимальном уровне взаимодействие оператора с operandом), гарантирующих оптимальное функционирование машины при выполнении ее в виде простой ТС, которую всегда следует предпочесть менее эффективной и более дорогой сложной системе.

Существенный практический вывод из изложенного: применение дробилки КМД для работы в замкнутом цикле бессмысленно и расточительно.

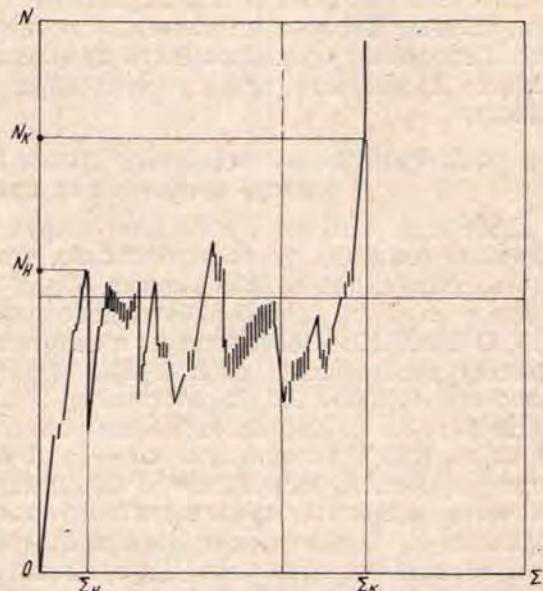


Рис. 2.2

### 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Эта затронутая вскользь в предыдущем разделе тема требует более полного рассмотрения, хотя бы потому, что горные породы по-разному реагируют на разные виды разрушающего воздействия (гетерогенны к воздействию), а при разрушении сжатием, составляющем наш интерес, результаты и условия разрушения отдельных кусков существенно отличаются от результатов и условий разрушения их многослойных укладок. Под «технологическими» подразумеваются те физические свойства объекта, наличие которых позволяет вести желаемый технологический процесс. Бесполезно организовывать дробление свинца, который не имеет свойства дробимости, ковку горных пород, которые не имеют свойства ковкости.

#### 3.1. Разрушение отдельных кусков горных пород сжатием (способ дробления «кусок о броню»)

Дробилки мелкого дробления разрушают материал сжатием. Не подлежит сомнению то обстоятельство, что Э. Саймонс пытался осуществить разрушение кусков горных пород по отдельности. О. Грюндер осуществил такой способ работы дробилки, получивший название «КУСОК О БРОНЮ». Соответствует ли этот способ дробления физическому свойству дробимости кусков горных пород, можно ли таким способом полно использовать это их свойство?

На рис. 3.1 повторена схема реакции отдельного куска горной породы на сжатие в координатах  $N - \varepsilon$  и  $N - i$ . Из схемы видно, что катастрофическое разрушение куска, прекращающее его существование в качестве монолита, происходит после того, как будет превзойдена деформация  $\varepsilon_h$ . С реализации деформация  $\varepsilon_h$  начинается проявление куском свойства дробимости. Деформация  $\varepsilon_h$  — относительная деформация начального разрушения куска, появившиеся осколки — осколки начального разрушения, возникшее усилие — усилие начального разрушения. Если нагрузка продолжает действовать, образовавшиеся после первого разрушения куска осколки продолжают дробиться до достижения деформации  $\varepsilon_k$ . При  $\varepsilon_k$  наращивание усилия  $N$  не сопровождается дальнейшим дроблением куска — его свойства дробимости исчерпываются. Деформация  $\varepsilon_k$  — деформация конца разрушения, полученные при  $\varepsilon_k$  осколки — осколки конечно-го разрушения, усилие  $N_k$  — усилие конца разрушения, усилие  $N_i > N_k$  — усилие прессования, нагружение усилием  $N_i > N_k$  — процесс прессования куска.

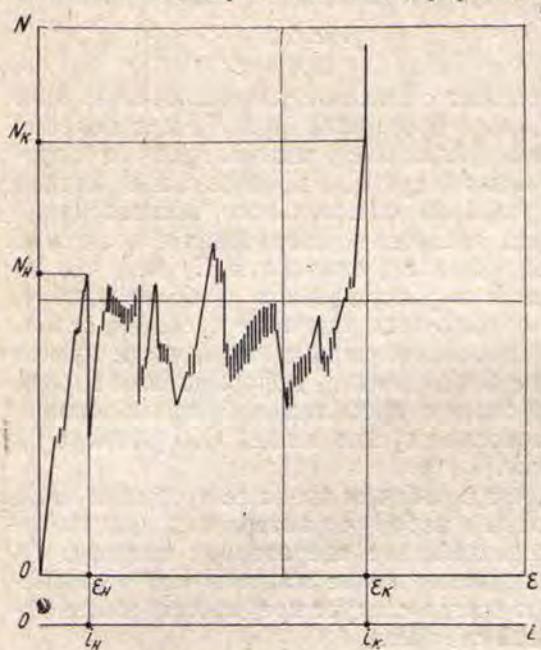


Рис. 3.1

А. К. Рундквист не успел сделать выводы из своего открытия, поэтому, может быть, оно долго было вне поля внимания дробильщиков. Приведим ниже результаты получены исследованиями диаграммы Рундквиста, предпринятыми в Уральском горном институте через почти два-

дцать лет после опубликования этой диаграммы проф. В. А. Олевским.

Даже в простой ТС дробление — случайный процесс, поскольку случайны свойства горных пород. При моделировании процесса дробления и собственно дробилки важно знать диапазон изменений случайных величин, с тем, чтобы выяснить, можно ли ожидать от результатов, полученных по будущей модели, адекватности реальному процессу и реальным взаимосвязям оператора и операнда, другими словами, каким будет вероятностный смысл модели? Испытания показали, что  $E_{\text{н}}, \varepsilon_{\text{н}}, E_{\text{k}}, \varepsilon_{\text{k}}$  — случайные величины, подчиняющиеся нормальному закону распределения, причем даже в выборках с объемом по минимальным нормам представительности, например, по нормам, априорно ограничивающим приемлемой величиной коэффициент вариации, дисперсия на порядок меньше выборочной средней рассматриваемых случайных величин, т. е. статистическая оценка границ проявления свойства дробимости кусками горных пород, по меньшей мере, эффективна. При увеличении объема выборки дисперсия стремится к нулю, и оценка становится состоятельной. Следовательно, выборочные средние  $\bar{E}_{\text{н}}, \bar{\varepsilon}_{\text{н}}, \bar{E}_{\text{k}}, \bar{\varepsilon}_{\text{k}}$  — обладают стабильностью, допускающей адекватное моделирование дробилки и ее рабочего процесса.

С учетом этой стабильности предметно сформулировать некоторые выводы из содержания диаграммы Рундквиста:

вероятностный смысл моделей дробилки и ее рабочего процесса будет заключаться в состоятельной усредненности получаемых по моделям результатов;

условие осуществимости рабочего процесса дробления отражается зависимостью

$$\varepsilon_{\text{н}} < \varepsilon_i \leq \varepsilon_{\text{k}}. \quad (3.1)$$

Действительно, как уже отмечалось, при деформациях  $\varepsilon_i = \varepsilon_{\text{н}}$  дробление может не произойти ( $\varepsilon_{\text{н}}$  — колеблющаяся относительно математического ожидания случайная величина), а при  $\varepsilon_i = \varepsilon_{\text{k}}$  (в соответствии с опытом А. К. Рундквиста невозможно существование  $\varepsilon_i > \varepsilon_{\text{k}}$ ) дробление прекратится. В условии (3.1) не присутствует усилие разрушения. Никто не станет утверждать, что для дробления не надо усилия — это важный параметр разрушения кусков горных пород сжатием. Но из (3.1) следует вывод: в плане формирования гранулометрического результата дробления определяющим параметром разрушения кусков горных пород скимающими силами является деформация сжатия куска.

Ю. А. Муйзенек (1970 г.) предположил, что имеется связь между величиной относительной деформации при разрушении куска горной породы сжатием и таким гранулометрическим результатом разрушения, как степень сокращения куска. Исследования ученых Уральского горного института подтвердили предложенную Ю. А. Муйзенеком связь, показали, что она статистическая по характеру и что связанная с величиной относительной деформации сжатия степень сокращения куска также является случайной нормально распределенной величиной с незначащей дисперсией. Испытания десяти разных руд черных и цветных металлов выявили общие для всех них средние значения (межгрупповая выборочная средняя)  $i(\varepsilon_{\text{н}}) = 1,4$  и  $i(\varepsilon_{\text{k}}) = 5,5$ .

Даже поверхностный анализ диаграммы Рундквиста говорит о высокой значимости его открытия, состоящей в том, что она дает конструктору знания, формирующие кредо проектирования дробилки со способом дробления «кусок о броню». Если хочешь сделать дробилку, которая дробит «абы как», достаточно разрушающий ход дробящего конуса назначить чуть больше  $\varepsilon_{\text{н}}$ . Если хочешь свойства дробимости горных пород использовать полностью, обеспечить оптимальное взаимодействие оператора с операндом, следует задать разрушающий ход конуса близ-

ким к  $\varepsilon_k$ . Главное же значение открытия А. К. Рундквиста состоит в том, что теперь конструктор может знать: нельзя разрушающий ход дробящих органов делать большим  $E_k$  — и объяснить: этого делать нельзя, потому что после достижения  $E_k$  куски перестают дробиться, а энергией, превышающей потребности достижения  $E_k$ , дробилка будет разрушать саму себя.

Чрезвычайно важно и знание того, что за один акт дробящего воздействия на кусок горной породы сжимающими силами нельзя получить безграничную степень сокращения. Рундквист позволил отбросить заблуждение, ранее оправданное незнанием и бывшее сплошным: «Если посильнее надавить, то любой по крупности кусок превратится в пыль».

Раз применение способа дробления «кусок о броню» допускает дробление с деформациями  $\varepsilon_k$ , то этот способ позволяет полно использовать физические возможности горных пород быть дробимыми.

### 3.2. Разрушение многослойных укладок кусков горных пород сжатием (способ дробления «кусок о кусок»)

На рис. 3.2 показана схема и диаграмма разрушения многослойной укладки кусков горных пород сжимающими силами (наложена на диаграмму дробления одного куска).

В таком случае дробления нет выраженной границы начала проявления свойства дробимости смесью кусков, но момент окончания проявления

этого свойства четко ограничен. В Уральском горном институте канд. техн. наук А. Д. Табарин (1980 г.) экспериментально установил, что граница окончания проявления свойства дробимости смесью кусков горных пород находится в диапазоне  $\varepsilon_{kc} = 0,3 \dots 0,4$ . Соответствующая  $\varepsilon_{kc}$  степень сокращения материала в среднем имеет значение  $i(\varepsilon_{kc}) = -1,4$ .

Помня, что для случая дробления отдельного куска  $i(\varepsilon_k) = -5,5$  и  $\varepsilon_k = 0,6$ , легко в рассуждениях сбиться на уничтожающую критику способа дробления «кусок о кусок». На самом деле, эффект сокращения крупности в четыре раза меньше, чем при способе «кусок о броню», безопасная по признаку прессования материала величина хода конуса в два раза

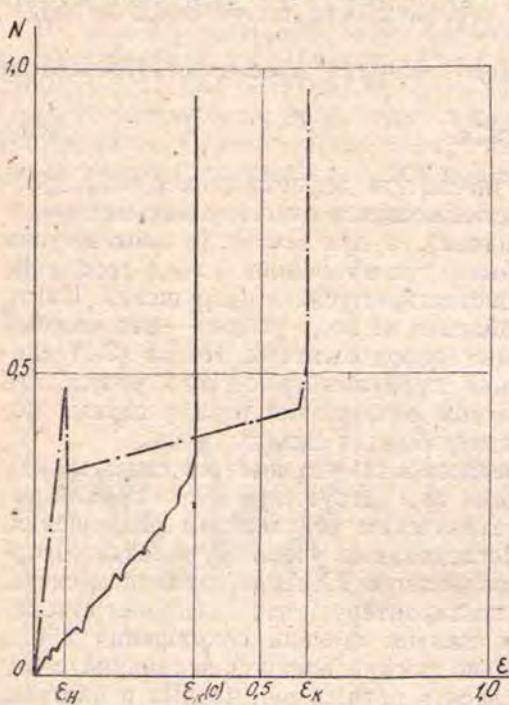


Рис. 3.2

меньше, принципы стабилизации характеристик многослойного потока кусков не известны ни по способу, ни по устройству. Однако А. Д. Табарин показал, что при дроблении способом «кусок о броню» неизометричных зерен (лещадок, иголок и т. п.) в массе продукта содержится в пределах 30...45 %, а при дроблении способом «кусок о кусок» содержание таких зерен снижается до 8...15 %. Малая степень сокращения материала в каждом акте его дробления результируется равно-

мерной характеристикой крупности продукта. Эти качества способа дробления «кусок о кусок» делают его перспективным для производства из горных пород и других хрупких материалов инертных наполнителей растворов и бетонов, балластов для дорожных отсыпок и т. п.

В свою очередь, способ дробления «кусок о броню» предпочтителен при производстве продуктов с максимально возможным содержанием мелочи, например, в подготовительных процессах обогащения руд.

И при дроблении многослойных укладок камней имеется предел воздействия, определяемый величиной деформации сжатия. Для конструктора непререкаемое правило: нельзя проектировать дробилку с разрушающим ходом дробящего органа, вызывающим прессование материала,— распространяется и на способ дробления «кусок о кусок».

#### 4. МОДЕЛЬ КАМЕРЫ ДРОБЛЕНИЯ КМД ДЛЯ СПОСОБА РАЗРУШЕНИЯ «КУСОК О БРОНЮ»

Модель выполняется в рамках проектирования, а не конструирования, и, чаще всего, не конструктором, а исследователями и математиками. Однако моделируется, может быть менее совершенная, чем она станет после разработки модели, но все-таки конструкция. Поэтому сначала будут рассмотрены этапы конструирования технической системы от разработки функциональной схемы до конструктивной схемы, конструктивная схема будет использована для выполнения модели, и тогда этап превращения конструктивной схемы в конструкцию сведется к реализации алгоритма модели «Камера дробления КМД для способа разрушения «кусок о броню».

Приступая к моделированию, разработчик должен стремиться к одной цели — дать ответ на вопрос, как изменения одних параметров ТС влияют на характеристики других параметров, т. е. получить количественные оценки взаимосвязей параметров ТС. Оптимизируя модель, разработчик всегда стремится к такому, если не единственному, то крайне ограниченному соотношению значений параметров ТС, при котором получается наивысший из возможных эффект преобразования. Для случая разработки модели ТС «Камера дробления КМД» оптимизация уже закончена. Исследования диаграммы А. К. Рундквиста привели к нахождению объективного характеристического критерия оптимальности функционирования ТС: наибольший эффект воздействия оператора на операнд получается при реализации деформации разрушения  $\varepsilon_k$ . Формальное средство сделать ТС оптимальной состоит во включении показателя  $\varepsilon_k$  в зависимости, описывающие взаимосвязи параметров конструкции ТС с параметрами ее рабочего процесса.

В итоге моделирования будет получена конструкция дробилки Саймонса-Грюнделера. Безусловно, здесь сыграют свою роль хорошая изученность всеми дробильщиками проектного решения изобретателей дробилки и вольное или невольное стремление воспроизвести их творческий процесс. Ни на йоту не отрицая важность знания предшествующего опыта, следует отметить, что предложенный теорией технических систем алгоритм проектирования позволяет создать оптимально работающую ТС без оглядки на известные образцы техники. Тем не менее конусная дробилка КМД Саймонса-Грюнделера будет воспроизведена и не столько из подражания, сколько из-за того, что она сделана на основе во многом подсознательного, как мне кажется, но весьма и весьма качественного функционального анализа.

Здесь и далее будут использоваться малоупотребительные в России термины.

**ЗОНА ПОДАЧИ ПИТАНИЯ** — набор устройств для приема питания с транспортирующих его к дробилке средств и для формирования пото-

ка питания внутри зоны по конфигурации и скорости в согласии с принятым способом подачи питания в камеру дробления. Зона подачи начинается приемной коробкой и заканчивается приемной зоной камеры дробления (рис. 4.1).

**ПРИЕМНАЯ ЗОНА КАМЕРЫ ДРОБЛЕНИЯ** — часть камеры на уровне приемных щелей  $B - B_1$  (см. рис. 4.1). Приемная зона несет некоторые функции зоны подачи питания: из-за того, что щель  $B$  по раз-

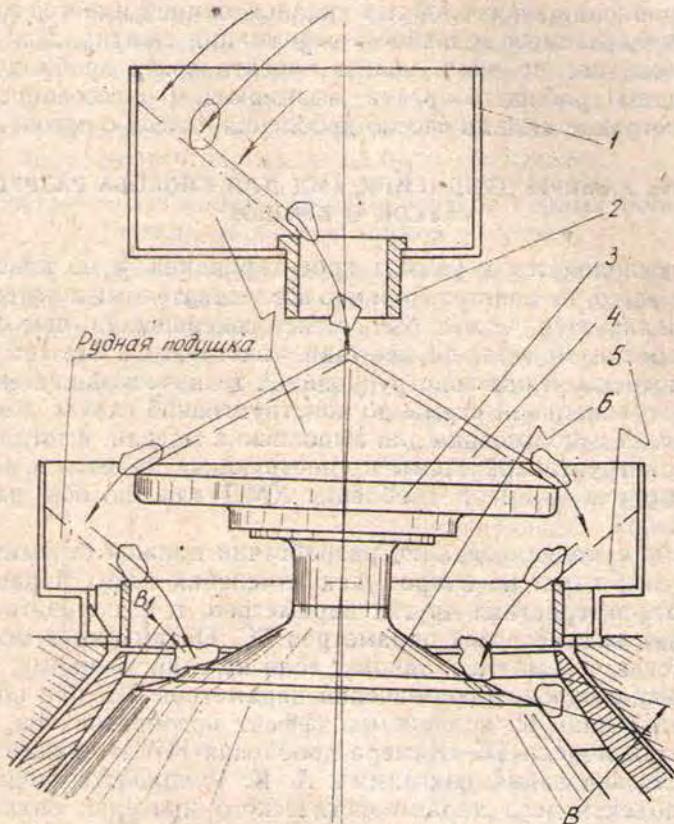


Рис. 4.1

меру сравнима с куском  $d$ , а щель  $B_1$  много меньше куска  $d$ , эти щели играют роль регулятора расхода фракции питания  $d \dots + B_1$  через приемную зону.

**КАМЕРА ДРОБЛЕНИЯ** — ограниченный бронями дробящих органов объем, в котором дробимый материал подвергается разрушающему воздействию. В России среди профессионалов более популярен термин «дробящее пространство», который представляется некорректным. Для нас, обитателей пространства, его энергетический потенциал равен нулю, поэтому вообще сомнительны возможности пространства дробить. В ограниченном стенками или устройствами объеме (камере) можно дробить, используя, соответственно, энергию физических полей или механическое воздействие устройств.

**ДРОБИЛЬНАЯ ЧАША** — неподвижный дробящий орган дробилки, вмещающий в себе подвижный дробящий орган. В отечественной литературе и конструкторской документации дробильную чашу называют «регулирующее кольцо». Американцы называют регулирующим кольцом (adjusting ring) деталь, вмещающую дробильную чашу через резьбо-

вое соединение, с помощью которого производятся регулирующие подвижки дробильной чаши. У нас эта деталь называется «опорное кольцо». Для дробильной чаши ее функция дробить важнее ее регулирующих подвижек. Кроме того, нежелательна путаница в терминологии между США и Россией, так как американская терминология значительно известнее в мире, чем российская.

Ставится цель разработать модель, позволяющую конструировать дробилку по заданию  $\langle Q; d; i \rangle$ . Эта цель выливается в задачу нахождения связей геометрических и кинематических параметров рабочих органов машины со свойствами перерабатываемых материалов. Перед выполнением задачи следует решить, какие методы здесь приемлемы? Наиболее привлекательным всегда был системный подход, предполагающий описание сложного объекта в виде единого целого во всех его внешних и внутренних взаимосвязях. Теперь теория технических систем позволяет использовать такой подход.

Для этой теории любая ТС, будь то почтовое ведомство, игорный дом или дробилка, является множеством, элементы которого связаны между собой отношениями, обеспечивающими выполнение цели функционирования ТС. Одновременно любая ТС является средством преобразования входа в выход. В связи с отмеченной общностью различных ТС имеется и общий алгоритм творчества, который, еще раз повторим, прежде всего и непременно требует изучения технологических для данного преобразования физических свойств операнда, чтобы появилась возможность вести оптимальное проектирование по критерию, имеющему только объективные ограничения. Аксиомы теории технических систем «операнд и ТС взаимозависимы» и «выход зависит от ТС» приводят к усlyшенному мной в пятидесятых годах от проф. В. Р. Кубачека заключению: ТС может функционировать оптимально только в случае, если оптимальны взаимосвязи свойств оператора и операнда,

Когда физические свойства операнда достаточно изучены, то становится применим алгоритм оптимального конструирования ТС: от функциональной схемы к органоструктуре, от органоструктуры к конструктивной схеме, от конструктивной схемы к конструкции.

Условие осуществимости процесса дробления (3.1) основано на знании границ проявления свойства дробимости кусками горных пород и, следовательно, границ воздействия оператора на операнд. Также известно, что крупность продукта зависит от величины деформации  $\varepsilon_i$ , т. е. известна качественная сторона выбора нужного результата воздействия среди его вариаций. Этих знаний о гранулометрической характеристике дробимости горных пород достаточно, чтобы обеспечить оптимальное взаимодействие оператора и операнда, и можно приступать к выполнению алгоритма конструирования ТС «Камера дробления КМД».

#### 4.1. Функциональная схема

Разработка ФС начинается без каких-либо сведений об органоструктуре — в традиционной ситуации «черного ящика». Сейчас самое время для обещанной демонстрации поиска в «черном ящике» путем декомпозиции целевой функции ТС.

Цель функционирования ТС практически никогда не может быть достигнута непосредственно. Для ее достижения необходимо выполнение многих предварительных в рамках отношений элементов ТС функций, являющихся средствами осуществления главной функции ТС — функции преобразования входа в выход. Таким образом ФС является результатом анализа, позволяющего через полное выделение предварительных функций найти пути выполнения функции преобразования. Каждая предварительная функция имеет назначением достижение ка-

кой-то цели. Как только эта цель достигнута, она приобретает значение средства достижения очередной цели. Следовательно, ФС является еще и выражением необходимой полноты соотношения целей и средств реализации функции преобразования. О необходимой полноте ФС говорит-ся для того, чтобы подчеркнуть ненужность включения в нее функций, например, стандартных подшипников, которые в данной ТС не являются объектами конструирования.

Полнота схемы ограничена также функциями, относящимися непосредственно к специфике обеспечения функции преобразования. Другие функции (привод дробящего органа, амортизация перегрузок, компенсация износа броней и пр.) выполняются общими для машиностроения устройствами, которые могут вводиться в анализ на уровне органоструктуры и, подчас, даже на уровне разработки конструкции.

До начала разработки ФС можно и целесообразно принять решения по очевидным вопросам: будет ли рабочий процесс дробилки непрерывным, каким образом будет перемещаться материал в камере дробления? Разумеется, следует предпочесть непрерывный рабочий процесс и осуществить его широко известным путем — выбором колышевой формы камеры дробления. Общее правило конструирования предписывает первоочередной попытку использования для перемещения масс энергии гравитационного поля Земли, что и будет иметься в виду при разработке ФС.

Итак, основная, характеристическая, целевая, преобразования и тому подобная функция ТС «Камера дробления КМД» — получение максимально возможного количества мелочи в продукте. Конусные дробилки не имеют ограничений по области использования, так как успешно перерабатывают горные породы практически любой прочности и любой абразивности, встречающихся в природе. Как в машинах сжатия, в них можно вести разрушение материала только двумя способами дробления — «кусок о кусок» и «кусок о броню». Коль скоро известны преимущества второго способа при желании получить продукт с мелким зерном, первым шагом реализации функции преобразования будет дробление способом «кусок о броню».

Дробление способом «кусок о броню», — конечно, средство реализации функции преобразования, но снова не поддающееся непосредственному воплощению. Вследствие этого найденное средство следует перевести в цель и искать выполняющие новую цель средства. Дробление таким способом есть дробление кусков исходного питания и их осколков при зажатии любого и каждого из них бронями обоих дробящих органов. Чтобы так было на самом деле, нужно добиться свободного расположения материала в камере дробления с зазорами между отдельными кусками и осколками, или, как заявил О. Грюндер в своем патенте, — «в камеру дробления не должно попадать материала больше, чем может в ней успешно раздробиться и из нее выгрузиться».

Отсюда, первым средством решения цели «дробление способом «кусок о броню» является ограничение подачи питания уровнем, когда в дробилку может попасть столько материала, сколько расположится в камере дробления с зазорами между кусками и осколками. В свою очередь, ограничение подачи питания является целью, достижимой с помощью средств: равномерное распределение питания по периферии приемной щели камеры дробления и торможение питания над входом в камеру дробления.

Необходимость равномерного распределения питания по объему камеры дробления очевидна как залог условий для относительно равномерных зазоров между кусками и осколками, отсутствия местных уплотненных скоплений материала. Необходимость торможения питания над входной щелью камеры дробления подсказывается общей подготовкой

конструктора: малоподвижную и неподвижную кусковатую смесь легче дозировать, чем подвижную, на те порции материала, которые могут в камере дробления «...успешно раздробиться и из нее выгрузиться».

ТС «Дробилка КМД» должна быть простой, поэтому обязательно, чтобы дробление способом «кусок о броню» сопровождалось достоверным воздействием оператора на операнд с оптимальной полнотой использования свойства дробимости операнда. Достоверность дробящего воздействия на все группы крупности питания, подлежащие дроблению, и становится очередной целью в обеспечении функции преобразования. Средством достижения такой цели может быть только движение любых по крупности кусков питания в камере дробления по однообразным траекториям. В обоснование такого утверждения повторим уже отмечавшееся: дробилка будет обладать постоянством таких параметров, как частота, амплитуда колебаний подвижного дробящего органа и форма камеры дробления. Внутри этих постоянств нельзя обеспечить постоянство характеристик воздействия оператора на операнд, если движение операнда будет хаотично. Питание дробилки состоит из разноразмерных кусков. Здесь естественно предположить, что движущиеся в поле гравитации фракции питания разной крупности будут дробиться на разных глубинах камеры дробления и в течение нескольких шагов процесса преобразования. Поэтому для достоверного воздействия оператора на все группы крупности операнда надо, чтобы время прохождения операнда через камеру дробления соответствовало времени преобразования всех его фракций в выход.

Раз однообразие (ясно, в рамках оговоренного в разделе 3.1 вероятностного смысла модели) траекторий движения кусков в камере дробления обязательно, обязательно и нахождение средств его реализации.

Понятно, что определенную степень однообразия траекториям движения кусков в камере дробления придаст равная для всех них начальная скорость входа. Общеизвестно, что такое равенство легче всего получить при нулевой начальной скорости входа кусков в камеру. Дробящий конус пространственно колеблется и принятая мера недостаточна до тех пор, пока начало входа кусков в камеру дробления не будет связано с определенной фазой колебания конуса.

Чтобы дробилка работала оптимально, следует полно использовать для преобразования свойства дробимости операнда. Средством выполнения такого условия может стать только дробление максимально возможного числа групп крупности операнда при близких к  $E_k$  деформациях.

Перечисленные цели и средства обеспечивают достижение цели функционирования дробилки в ее фиксированном состоянии (например, при новых футеровках дробящих органов). В процессе работы дробилки стабильность ее состояния приходится поддерживать специальными мерами. Такими мерами могут стать компенсация износа футеровок и компенсация перегрузок дробилки, (при вполне ожидаемом попадании в нее недробимого предмета, вполне вероятной односторонней подаче питания и т. п.).

Цели и средства реализации функции преобразования отражают внутренние связи ТС. Внешние ее связи проявляются через вход и выход, причем влияние входа считается влиянием окружения на ТС (вход независим от ТС), а влияние выхода — влиянием ТС на окружение.

Для ТС «Дробилка» внешние связи, кроме прочего, проявляются такими побочными входами и выходами, как пыление горных пород и шум взаимодействия оператора с операндом. В ФС должны быть предусмотрены средства ограничения этих влияний. Они не относятся непосредственно к камере дробления, в модель включаться не будут, поэтому отметим только, что изоляция от пыления выполняется уплотне-

ниями деталей дробилки, на которые попадание пыли недопустимо, и организацией аспирации дробилки по принципу «воздух из окружения — в дробилку», но ни в коем случае не наоборот. От воздействия шума персонал, который, как правило, в цехе присутствует эпизодически, предохраняется индивидуальными средствами защиты.

Таблица 4.1

**ФС обеспечения функции преобразования ТС «Дробилка КМД»**

Функции-цели	Функции-средства
Получение максимально возможного количества мелочи в продукте	Дробление способом «кусок о броню»
Дробление способом «кусок о броню»	Ограничение подачи питания
Ограничение подачи питания	a) Равномерное распределение питания по периферии приемной щели камеры дробления б) Торможение питания перед входом в камеру дробления
Достоверность дробящего воздействия на материал	a) Движение кусков в камере дробления по однообразным траекториям б) Соответствие времени нахождения материала в камере дробления времени протекания процесса преобразования входа в выход
Движение кусков в камере дробления по однообразным траекториям	a) Обеспечение нулевой начальной скорости входа кусков в камеру дробления б) Привязка момента начала входа кусков в камеру дробления к определенной фазе колебания дробящего конуса
Полное использование свойств дробимости материала	Дробление возможно большей части материала при деформации $E_k$

Во время только что проведенной декомпозиции функции преобразования каждое из средств выбиралось на основе не специфической для дробильщика, а общей для инженеров-механиков подготовки, на основе старания выйти на привычную дорогу конструирования, привитую «школью». Ориентиром была не столько дробилка Саймонса — Грюндерса, сколько знание пределов  $\varepsilon_n - \varepsilon_k$  и знание отличия предела  $\varepsilon_k$  от предела  $\varepsilon_{kc}$ .

Рассмотренный перечень целей и средств обеспечения функции преобразования ТС «Камера дробления КМД» представлен в табл. 4.1.

#### 4.2. Органоструктура

Приведенные в ФС функции-средства должны оснаститься устройствами для своего воплощения. Эти устройства и станут элементами множества, создающего ТС «Камера дробления КМД».

Уже на стадии разработки ФС формулировки функций-средств содержат признаки способов. Чем не способы такие меры, как «ограничение подачи питания» или «движение кусков в камере дробления по однообразным траекториям»? Однако это в наибольшей степени абстрактные формулировки, в которых нет полной определенности способа и абсолютно отсутствуют признаки устройств. Превращать функции-средства в устройства — профессия конструктора. Он мог бы по выделении каждой из таких функций сразу доводить ее до стадии устройства. Делать это нецелесообразно из соображений комплексности разработки конструкции на всех этапах. По выражению В. Хубки, у абстрактно сформулированных функций может быть много носителей. Конструктору нужны единственные носители. Пока не выявлена вся полнота функ-

ций-средств, затруднительно сделать и устройства в нужной полноте и особенно трудно сделать их взаимно согласующимися, хотя бы способными компоноваться в единую ТС.

Поэтому разработка способов реализации функций-средств выделяется в отдельный этап конструирования, где набор элементов ТС, ее органоструктура приобретают характер уточненных способов, в которых

Таблица 4.2  
Органоструктура ТС «Дробилка КМД»

Функции-средства	Способы выполнения функций
<i>Дробление способом «кусок о броню»</i>	
Непрерывность рабочего процесса	Кольцевая форма камеры дробления
Облегченные условия движения материала в камере дробления под действием сил тяжести	Подвижность внутреннего дробящего органа, неподвижность наружного дробящего органа
Равномерное распределение питания по периферии приемной щели камеры дробления	Направление питания на распределительное устройство
Торможение материала перед входом в камеру дробления	a) Направление падающего с распределительного устройства потока питания на отражательную поверхность, не допускающую непосредственное попадание питания в камеру дробления б) Минимальное превышение величиной «B» величины «d» Направление идущего с отражательной поверхности потока на перпендикулярную направлению его движения поверхность Исключение условий для скольжения кусков в сторону приемной щели камеры дробления
Обеспечение нулевой начальной скорости входа кусков в камеру дробления	Равенство длины камеры дробления перемещению в ней наименьшего из подлежащих дроблению кусков исходного питания
Привязка момента начала входа кусков в камеру дробления к определенной фазе колебания дробящего конуса	Разделение материала на фракции, дробящиеся на разных шагах процесса преобразования
Соответствие времени нахождения материала в камере дробления времени преобразования его из входа в выход	a) Возможность перемещений неподвижного дробящего органа в сторону уменьшения разгрузочной щели б) Деталь, подвижно вмещающая дробильную чашу (неподвижный дробящий орган) в) Устройство расфиксации — фиксации дробильной чаши во вмещающей детали Соединение со станиной через амортизаторы детали, вмещающей дробильную чашу
Дробление возможно большей части материала при деформациях, близких к $E_R$	
Компенсация износа дробящих поверхностей рабочих органов	
Компенсация перегрузок дробилки	

просматриваются черты устройств: «кольцевая форма камеры дробления», «соединение со станиной через амортизаторы» и т. д.

Снова, при разработке ОС, в целях сохранения единства стиля и смысла процесса конструирования, прежде всего, например, выбирать тип амортизатора или устанавливать принадлежность какой-то из указанных в ОС отражательных поверхностей к какому-то из устройств торможения или изменения направления потока материала. Это продуктивнее сделать на стадии разработки КС. Лучше использовать метаморфозы от ФС к конструкции по принципу «гусеница — куколка — бабочка», где до завершения одного этапа невозможно начало другого.

То, что ОС является метаморфозой ФС, формально подтверждается заимствованием правой колонки табл. 4.1, отражающей содержание ФС, для использования ее в качестве левой колонки табл. 4.2, отражающей содержание ОС.

### 4.3. Конструктивная схема

ОС указывает способы выполнения функций ТС, поэтому позволяет конструктору нафантазировать соответствующие устройства, но только на качественном уровне, на уровне КС.

#### 4.3.1. Зона подачи питания в дробилку

Дробилка — машина непрерывного действия, поэтому питание в нее должно подаваться также непрерывным потоком. Давно выработан принцип «не дробить ничего лишнего» (в России его связывают с именем Чечотта, основателя института «Механобр» в Санкт-Петербурге), заставляющий удалить из питания все куски, крупность которых соответствует требованиям к готовому продукту дробилки КМД. Следовательно, питание пойдет в дробилку непосредственно с сортировочных или со следующих за сортировочными транспортных средствах, расположенных навертикально, и после схода с них поток питания будет иметь составляющую, придающую его траектории падения форму параболы.

Конструктор связан требованием равномерно распределить питание по периферии камеры дробления, и для выполнения этого требования он должен направить поток питания в камеру по оси ее симметрии, вертикально. Конечно, по мере удаления от транспортных средств форма траектории потока питания будет приближаться к вертикали, и найдется удовлетворительное с точки зрения направления подачи питания в дробилку место ее установки с координатами  $H$ ,  $A$  (рис. 4.2).

Но систему «транспорт питания — дробилка» удастся сделать более компактной ( $H_1$ ,  $A_1$ , см. рис. 4.2), если ввести устройство принудительного изменения траектории падения питания с транспортных средств. Для механика решение опять лежит на поверхности. Оно состоит в уста-

новлении препятствия на пути падения питания и показано на рис. 4.1. Дробилка оборудуется приемной коробкой 1, в которой делается «рудный карман». Поток питания направляется в рудный карман и в нем накапливается «рудная подушка». Свободная поверхность рудной подушки, обращенная к потоку питания, самопроизвольно наклоняется к горизонту под углом естественного откоса кусковатой смеси и близка к перпендикулярному положению относительно направления потока питания. Происходит практически прямой удар кусков питания о рудную

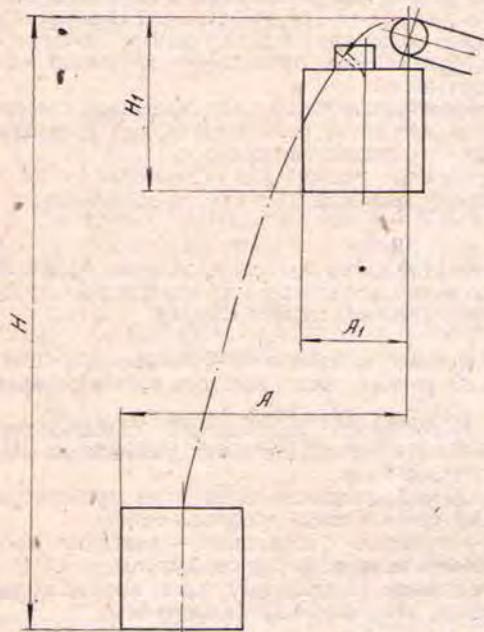


Рис. 4.2

подушку, вследствие которого питание теряет скорость и с новой, близкой к нулю, начальной скоростью сползает с рудной подушки в направляющую воронку 2 (см. рис. 4.1) под действием сил земного тяготения. В направляющей воронке поток питания приобретает вертикальную траекторию (составляющая скорости в направлении свободной поверхности рудной подушки мала для выраженной параболической траектории падения питания). Высота дробилки увеличилась на высоту приемной коробки, но появился выигрыш габаритов установки на разницу между  $H$  и  $H_1$ ,  $A$  и  $A_1$ .

Из направляющей воронки питание должно пойти в камеру дробления с указанными в ОС условиями: равномерно распределиться в камере дробления, не попадать непосредственно в приемную щель, иначе не будет вообще условий какого-либо уравнивания скорости входа кусков в камеру, затормозиться над входной щелью камеры до нуля для полного уравнивания скорости входа в камеру.

Наиболее простым средством полного торможения кусков питания является уже использованный только что их прямой удар о препятствие. Если попытаться организовать движение материала за направляющей воронкой по центру, осуществить прямой удар кусков питания о препятствие не удастся, и предусмотренная ФС функция не будет выполнена. Следует прибегнуть к альтернативному решению и послать питание по периферии, за наружный габарит приемной щели на отражающую поверхность, с которой питание направится мимо приемной щели камеры дробления. Схема такого устройства показана на рис. 4.1. Из направляющей воронки питание идет на круглую распределительную плиту 3, на ней накапливается в конус 4 и по его поверхности сваливается с некоторой невертикальной составляющей скорости, т. е. опять идет по параболе. Если диаметр распределительной плиты достаточно велик (сравнимый с наружным диаметром приемной щели камеры дробления), куски питания попадут на направляющий конус 5 (может быть рудной подушкой, как на рис. 4.1) и, скользя по нему, разгонятся настолько, что легко перескочат приемную щель и попадут на поверхность детали 6. Если образующую поверхности детали 6 выполнить перпендикулярной к образующей поверхности направляющего конуса, то удар кусков питания о деталь 6 будет прямым, практически неупругим, и цель полного торможения питания над камерой дробления будет достигнута.

Теперь надо вход куска питания в камеру дробления привязать к определенной фазе колебания дробящего конуса. Здесь обстоятельства вынуждают забежать несколько вперед и выяснить, что же из себя представляет деталь 6. В данном случае важно знать, подвижна она или неподвижна. Ее ориентация относительно приемной щели камеры дробления подсказывает, что деталь 6 должна быть частью дробящего конуса, т. е. подвижна. Непосредственный контакт с дробящей поверхностью говорит о том, что, кроме роли тормоза питания, возможно применение детали 6 для крепления футеровки конуса (см. рис. 4.1). Выяснив это, деталь 6 будем называть «прижимная плита». Раз прижимная плита подвижна и входит в состав дробящего конуса, становится очевидной целесообразность соединения с ней распределительной плиты (см. рис. 4.1). Надо также определиться с характером движения дробящего конуса, чтобы реально оценивать возможности перемещения кусков питания по прижимной плите.

Кольцевая форма камеры дробления, непрерывность рабочего процесса дробилки подсказывают, что ось дробящего конуса должна описывать поверхность вращения относительно оси дробильной чаши, чтобы происходило изменение щелей камеры дробления от  $B$  до  $B_1$  вверху и от  $s_p$  до  $s_0$  внизу. При разработке ОС было принято решение сделать минимальной разницу между  $d$  и  $B$ . Граничным условием легкого входа куска

толщиной  $d$  в щель шириной  $B$  будет известное из теории грохотов соотношение их размеров:

$$d = 0,85B \text{ или } B = 1,176d. \quad (4.1)$$

Особой заботой конструктора, полезно это повторить, должно быть недопущение разрушающего хода дробящего конуса, который превысил бы возможности кусков воспринимать нагрузки сжатия, т. е. нельзя, чтобы конус имел запас хода после того, как достигнута деформация  $\varepsilon_k$  сжатия куска.

В связи с тем что сказанным и, зная, что для многих горных пород  $\varepsilon_k = 0,6$ , щель  $B_1$  для универсальных условий дробления должна отвечать равенству

$$B_1 = B(1 - \varepsilon_k) = 0,4B, \quad (4.2)$$

т. е. ход дробящего конуса на уровне приемной щели составляет не сколько больше половины щели  $B$ . Кстати, О. Грюндер в своем патенте настаивал на норме отношения  $B_1 : B = 0,5$ , т. е. свойства дробимости материала, во всяком случае кусков крупностью  $d$ , будут недоиспользованы, если следовать его рекомендациям.

Для выполнения поставленной в ОС задачи компенсировать перегрузки дробилка должна обладать способностью пропускать через камеру дробления недробимые предметы без остановки рабочего процесса. Наибольший из недробимых предметов, которые смогут попасть в камеру дробления, может иметь предельную толщину  $B$ . Для его беспрепятственного пропуска через камеру дробления размер открытой разгрузочной щели камеры следует выдержать в согласии с равенством  $s_0 = B$  (без учета остаточных деформаций броней и недробимого предмета). Щель  $s_p$  много (в несколько раз) меньше щели  $B_1$ , из-за чего ход дробящего конуса в нижней части камеры дробления

$$s_h = B - s_p \quad (4.3)$$

много больше его хода  $B - B_1$  на уровне приемных щелей камеры. Следовательно, ось конуса должна быть наклонена к оси симметрии дробилки и пересекаться с этой осью над камерой дробления (со стороны меньшего хода конуса). Стало быть, ось конуса описывает относительно оси дробилки поверхность прямого круглого конуса и кинематически дробящий конус является телом, имеющим одну неподвижную точку, может совершать эйлеровы движения прецессии, нутации и чистого (собственного) вращения. Начало движения конуса — точку пересечения его оси с осью дробилки (с осью дробильной чаши) — дробильщики называют «точкой подвеса».

В разделе 4.2 (см. табл. 4.2) говорилось, что выбор внутреннего дробящего органа подвижным облегчает условия движения материала в камере дробления. Это справедливо, особенно для материалов влажных и засоренных комкующими примесями. Когда выясняется, что подвижный дробящий орган совершает сферическое движение, появляется дополнительный аргумент в пользу подвижности внутреннего дробящего органа: сплошному телу легче сообщить такое движение, чем телу, имеющему форму оболочки, каковой является дробильная чаша.

Теперь есть все данные для корректного рассмотрения движения кусков питания по прижимной тарели. Предположим, что поверхность прижимной тарели наклонена в сторону приемной щели камеры дробления так, что куски питания могут скользить в щель. Начать скольжение кусок может в любой фазе колебания конуса, поэтому и войти в приемную щель он сможет также в любой фазе колебания, нарушая

условия однообразия траекторий движения кусков в камере дробления. По этой причине угол наклона образующей поверхности прижимной тарели в сторону приемной щели следует сделать меньшим угла трения покоя руды о сталь. Так как угол нутации дробилок КМД относительно мал (около 0,035 рад.), легко добиться, чтобы при колебаниях прижимной тарели условия скольжения кусков по ней не менялись.

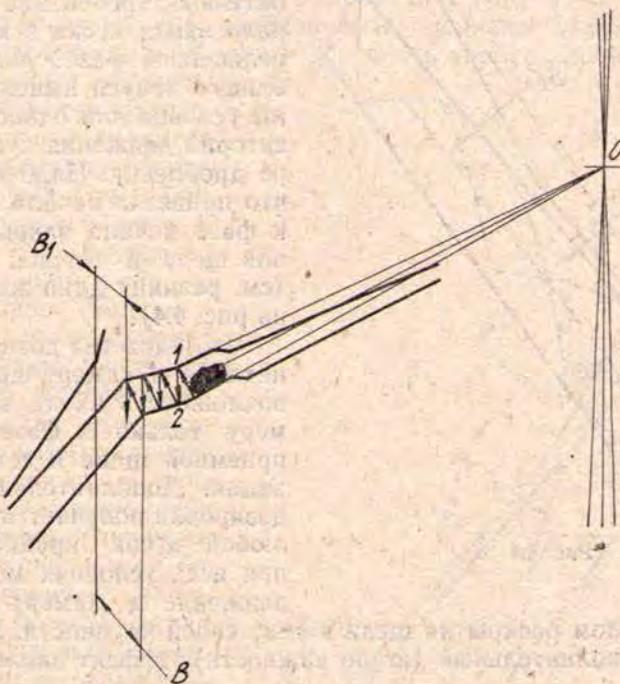


Рис. 4.3

Схема движения куска к приемной щели показана на рис. 4.3. На плоскость движения куска гириционное движение дробящего конуса проецируется в простые гармонические колебания. Для представленного на рис. 4.3 способа движения куска надо, чтобы при переменах направлений движения прижимной плиты ее ускорение было больше ускорения земного тяготения  $g$ . Это требование следует учесть при определении частоты качаний дробящего конуса, а пока примем его выполненным.

Не имеет значения, в какой фазе колебания конуса кусок попал на прижимную тарель. То, что на рис. 4.3 начало движения куска рассматривается с фазой полного раскрытия приемной щели камеры дробления, при ее размере  $B$ , — чисто случайный выбор. Кусок полностью потерял скорость, вследствие малого наклона поверхности прижимной тарели не может начать скольжение, поэтому он перенесется тарелью в положение 1, при котором приемная щель становится минимальной,  $B_1$ . Очередное движение на раскрытие приемной щели прижимная тарель начинает с ускорением, большим ускорения  $g$ , поэтому поверхность тарели отрывается от куска, имеющего ускорение  $g$ . Раз дробящий конус является телом с одной неподвижной точкой, точка 1 контакта поверхности тарели с куском будет вращаться по основанию прямого круглого конуса с двойным углом нутации при вершине и с вершиной в точке подвеса. На плоскость движения куска движение точки 1 спроектируется наклонной прямой. Кусок же полетит по вертикали и тем самым совершил перемещение относительно поверхности тарели из точки 1 в точку 2. Этот

процесс будет повторяться до тех пор, пока при очередном падении кусок не свалится в камеру дробления. Важно то, что при выбранной норме угла наклона образующей поверхности прижимной тарели начало движения куска возможно только с началом фазы движения дробящего конуса на раскрытие приемной щели камеры дробления. Следовательно, требование связать начало входа куска в камеру с определенной фазой движения дробящего конуса выполнено, созданы условия для однообразия траекторий движения кусков в камере дробления. Надо подчеркнуть, что привязка начала входа куска к фазе начала закрытия приемной щели и трудна, и ущербна (см. разницу длин зон дробления на рис. 4.4).

Что касается дозировки входа питания в камеру дробления, то возможность входа кусков в камеру только в фазе раскрытия приемной щели есть ее реализация. Дополнительный эффект дозировки получается от того, что любой кусок крупностью  $+B_1$  при всех условиях может начать движение в камеру дробления

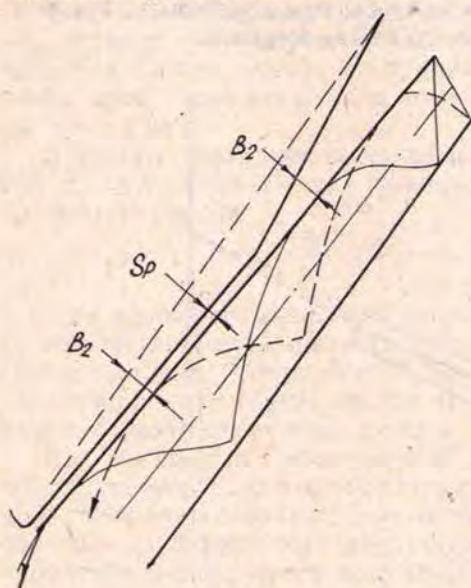


Рис. 4.4

только с началом раскрытия щели в силу своей крупности. У Грюндера этот, здесь дополнительный (не по важности), эффект является единственным.

В сумме перечисленные устройства, формирующие поток питания перед камерой дробления по конфигурации и скорости, составляют зону подачи питания рабочего пространства дробилки КМД.

#### 4.3.2. Камера дробления

Камера дробления — очередной функциональный элемент рабочего пространства дробилки КМД. Если устройства зоны подачи имеют функциональным назначением подготовить питание к заданным ФС условиям входа в камеру дробления, то функцией камеры дробления является преобразование входа в выход — целевая функция работы дробилки.

Имеющиеся знания позволяют на стадии разработки КС определить некоторые количественные признаки конструкции камеры дробления — параметры, причем часть из них уже приведена в виде зависимостей (4.1) ... (4.3).

Для начала надо принять решение о форме камеры, которую можно выбирать из двух вариантов — крутая или пологая. В качестве крутой камеры принимаем такую, в которой кусок или осколок, двигаясь между двумя последовательными актами дробления, не встречает препятствий для свободного падения. Понятно, что такая камера будет самой длинной из вообразимых. В пологой камере кусок или осколок в процессе перемещения натолкнется на дробящую поверхность футеровки дробящего конуса, и его перемещение между дробящими воздействиями будет происходить под влиянием этого столкновения, следовательно, управляемым (с помощью выбора желаемой степени пологости камеры). По

этой причине из двух вариантов следует выбрать пологую форму камеры дробления.

В пологой камере дробления путь куска или осколка от одного дробящего воздействия до другого разделяется на этапы (рис. 4.5).

- свободное падение с нулевой или значащей начальной скоростью,
- встреча с броней дробящего конуса,
- совместное движение с броней дробящего конуса.

Мера пологости камеры дробления определяется углом  $\beta$  и влияет на производительность дробилки и прочность корпуса дробильной чаши (чаши). Типовые размеры дробилок КМД стандартизованы по величине диаметра нижнего основания брони конуса (600; 900; 1200; 1750; 2200; 3000 мм — в России, 1; 2; 3; 4; 5,5; 7; 10 футов — в США). При одном и том же основании брони конуса с увеличением угла  $\beta$  будет расти площадь приемной щели (за счет увеличения  $R_k$  и  $R_q$ ,  $B$  и  $B_1$  при этом остаются постоянными) и пропускная способность камеры дробления. Одновременно будет уменьшаться поперечное сечение и, следовательно, прочность корпуса чаши. Компромисс между двумя влияниями должен быть найден методами оптимизации, но практика давно нашла его, и изготовители дробилок КМД принимают угол  $\beta$  по норме

$$\beta = 0,87266 \text{ рад.} \quad (4.4)$$

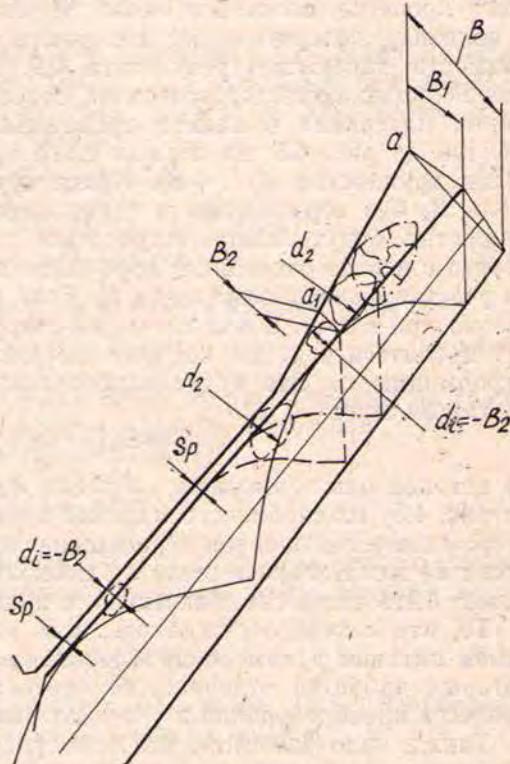


Рис. 4.5

В дробилке КМД угол нутации жестко (в пределах зазоров приводного подшипника) фиксирован, так что дробящий конус из трех возможных движений совершает только два — регулярную (при постоянном угле нутации) прецессию и чистое вращение, имеет две степени свободы движения. При постоянном угле нутации имеется и постоянный зазор между бронями конуса и чаши. Его минимум, зависящий от зазоров в кинематической цепи привода дробящего конуса и от отклонений деталей от идеальной формы, и будет определять размер закрытой разгрузочной щели камеры дробления,  $s_p$ . В свою очередь, размер щели  $s_p$  определяет крупность наибольших зерен продукта дробления. Если перед конструктором стоит задача сделать машину для производства мелкозернистого продукта, понятно его стремление назначить минимальную щель  $s_p$  и спрофилировать закрытую сторону камеры дробления, исходя из определяющего значения этой щели.

Рис. 4.5 поясняет принципы профилирования камеры дробления. Были созданы условия, чтобы куски питания перемещались в камере дробления по подобным траекториям. Их подобие лимитируется случайностью характеристик взаимодействия кусков и осколков дробимых материалов с броней конуса на этапе совместного движения. В дробил-

ках КМД с двумя степенями свободы движения конуса для преобразования входа в выход достаточно двух шагов процесса преобразования. Существуют дробилки с тремя степенями свободы движения конуса (инерционные дробилки института «Механобр»-КИД). На одной из таких дробилок (КИД-1750), имевшей четырехшаговый процесс преобразования, были экспериментально проверены суммарные отклонения реальных траекторий движения материала от расчетных. Расчетная длина траектории была 402 мм. Максимальное превышение реальной длины над расчетной, накопленное за четыре шага процесса, составило около 20 мм. Это отклонение укладывается в половину доверительного интервала статистической оценки при надежности расчетного результата 0,9. Подтверждается, что можно с уверенностью ориентироваться на расчетные значения параметров движения материала в камере дробления. Судя по траектории, изображенной на рис. 4.5, на первом шаге процесса будут раздроблены все куски крупностью  $d_1 \dots + B_2$ . Куски крупностью  $-B_2$  пройдут через щель  $B_2$  без торможения и с накопленной при скольжении по броне скоростью будут лететь, встречаясь с броней конуса, двигаться совместно с ней до очередного дробящего воздействия, которое произойдет на участке камеры близ щели  $s_p$ . Если принять, что кусок разрушается только при  $\varepsilon_i > \varepsilon_n$ , а при  $\varepsilon_i = \varepsilon_n$  не разрушается, то на втором шаге будут дробиться и куски, которые зажались в щели  $B_2$  и получили в ней деформацию  $\varepsilon_n$ . Это будут наибольшие куски питания из дробящихся на втором шаге:

$$d_2 = B_2(1 - \varepsilon_n)^{-1}, \quad (4.5)$$

но так как они тормозились в щели  $B_2$ , траектория (штриховая линия на рис. 4.5) их свободного падения будет вертикальна, перемещение на втором шаге меньше, чем перемещение куска крупностью  $-B_2$ , а дробить кусок  $d_2$  желательно в щели  $s_p$ , поскольку разница размеров  $d_2$  и  $-B_2$  может быть чисто символической, в пределах 5 %.

То, что сейчас обсуждалось, есть механизм самопроизвольного деления питания в камере дробления на фракции крупности, каждая из которых дробится отдельно, на соответствующих ее крупности шагах процесса преобразования и участках камеры дробления.

Также надо заметить, что непосредственно из условий функционирования системы в камере дробления на ее закрытой стороне появился протяженный участок зазора  $s_p$  между бронями конуса и чаши, длина которого равна разнице длин шагов кусков крупностью  $-B_2$  и  $d_2$ . Штрих-пунктирной линией на рис. 4.5 показана траектория движения осколка куска из группы исходной крупности  $-B_1 \dots + B_2$ . Этот осколок тоже следует дробить в щели  $s_p$ , и длина участка камеры со щелью  $s_p$  (параллельная зона) вытягивается до конца перемещения рассматриваемого осколка за цикл колебания конуса. При реальном проектировании длину параллельной зоны ограничивают пересечением ее линии, относящейся к броне дробильной чаши, с прямой, соединяющей точки  $a$  и  $a'$  контура брони чаши (см. рис. 4.5).

В результате камера дробления разделилась на две части, одна из которых имеет в фазе максимального сближения броней конуса и чаши форму сужающейся щели, другая — равномерной. У каждой части свои функции. В зоне равномерной щели условия дробления постоянны и следует ожидать определенной стабильности максимальной крупности переработанного в ней продукта. Благодаря этой особенности функционирования участок с равномерной закрытой щелью называют еще и «зоной калибровки». Участок с сужающейся по ходу материала закрытой щелью называют «зоной дробления». Его функциональное назначение — подготовка материала к калибровке. Это значит, что

все куски и осколки, прошедшие зону дробления, должны иметь размеры, исключающие их прессование в зоне калибровки.

Из этого условия соотношение размеров  $d_2$  и  $s_p$  должно удовлетворять равенству

$$d_2 = s_p (1 - \varepsilon_k)^{-1}. \quad (4.6)$$

Из равенства правых частей (4.5) и (4.6) выводится соотношение размеров щелей  $s_p$  и  $B_2$ :

$$B_2 = s_p (1 - \varepsilon_n) (1 - \varepsilon_k)^{-1}. \quad (4.7)$$

Размеры щелей  $B_2$  и  $B_1$  не связаны условиями дробления материала, но опыт проектирования показывает, что использование аналогии с (4.6) позволяет получить форму зоны дробления, наилучшим образом сохраняющуюся при износе. Поэтому

$$B_1 = B_2 (1 - \varepsilon_k)^{-1}, \quad (4.8)$$

а соотношение размеров  $B_1$  и  $s_p$ , учитывая (4.7), будет

$$B_1 = s_p (1 - \varepsilon_n) (1 - \varepsilon_k)^{-2}. \quad (4.9)$$

При  $B_1$  по (4.9) имеется аналогичная (4.6)–(4.9) связь  $s_p$  и  $B$ :

$$B = s_p (1 - \varepsilon_n) (1 - \varepsilon_k)^{-3}, \quad (4.10)$$

или, принимая во внимание, что щели  $B$ ,  $B_2$ ,  $s_p$  расположены на границах шагов исходных кусков питания по камере дробления, из-за чего число щелей на единицу больше числа шагов ( $j$ ),

$$B = s_p (1 - \varepsilon_n) (1 - \varepsilon_k)^{-(j+1)}. \quad (4.11)$$

Выражая  $B$  через  $d$  по зависимости (4.1) и зная, что конструктивная степень сокращения камеры дробления  $i_k$  равна  $d : s_p$ , получим из равенства (4.11):

$$i_k = 0,85 (1 - \varepsilon_n) (1 - \varepsilon_k)^{-(j+1)}. \quad (4.12)$$

Можно также выделить из (4.11) с помощью (4.1) зависимость размера наибольшего куска питания от размера щели  $s_p$ :

$$d = 0,85 s_p (1 - \varepsilon_n) (1 - \varepsilon_k)^{-(j+1)}. \quad (4.13)$$

Знание зависимостей (4.1)…(4.13) недостаточно для превращения КС камеры дробления в конструкцию. Из-за неизвестности параметров движения дробящего конуса нельзя узнать длины зон дробления и калибровки и полную длину камеры. Не хватает исходных знаний для определения диаметров оснований брони дробящего конуса, положения камеры дробления относительно точки подвеса, угла нутации и так далее.

Но стоит обратить внимание на качество знаний, которые дают зависимости (4.1)…(4.13).

Во-первых, они основаны на условии (3.1) осуществимости процесса дробления. Во-вторых, зависимости связывают гранулометрическую характеристику питания и технологические физические свойства горных пород с геометрическими параметрами камеры дробления. Эти качества позволяют включить в актив модели: моделирование камеры дробления началось с получения зависимостей (4.1)…(4.13), отражающих физические свойства дробилки и перерабатываемых ею материалов. Также зависимости (4.1)…(4.13) действительно фиксируют условия максимальной меры реализации критерия оптимальности функции преобразования, так как заключают в себе показатель  $\varepsilon_k$ .

Если в проекте камеры дробления имеет превалирующее значение крупность питания, то по аналогии с (4.13) может быть найдена минимально допустимая закрытая разгрузочная щель камеры:

$$s_p = 1,176d(1 - \varepsilon_k)^{j+1}(1 - \varepsilon_n)^{-1}. \quad (4.14)$$

Зависимости (4.7)...(4.14) справедливы для дробилок с двумя степенями свободы движения конуса, когда на каждом шаге процесса преобразования реализуется  $\varepsilon_i \leq \varepsilon_k$ , а  $j=2$ .

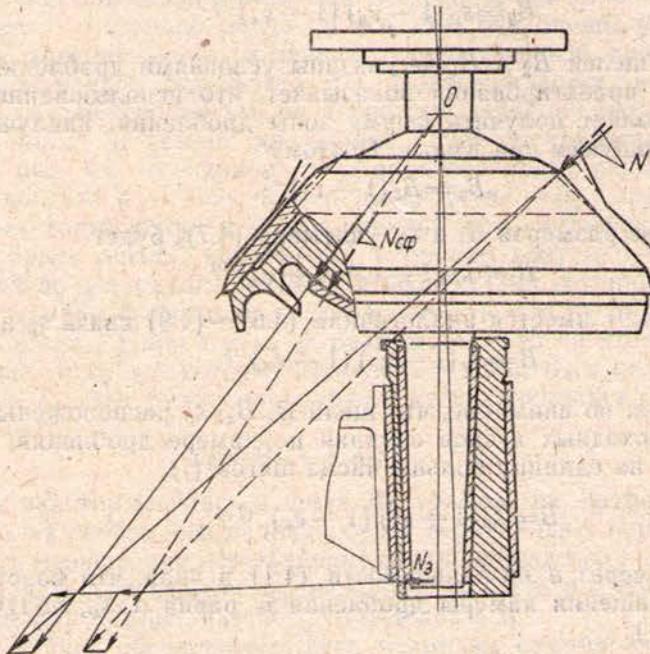


Рис. 4.6

Если дробилка имеет три степени свободы движения дробящего конуса, то крупность ее продукта зависит не от размера разгрузочной щели, а от сопротивления материала дроблению: на холостом ходу у такой дробилки может быть нулевой зазор между бронями конуса и чаши в нижней части камеры дробления. У дробилок с переменным углом нутации всегда  $j > 2$  и на последнем шаге процесса преобразования обязательно реализуется  $\varepsilon_i = \varepsilon_k$ , даже с некоторым прессованием ( $N_i > N_k$ ) материала. На промежуточных шагах дробить при  $\varepsilon_i = \varepsilon_k$  опасно, поскольку в течение износа броней конуса и чаши условия могут измениться в сторону превышения разрушающим ходом конуса величин  $E_k$ .

Для, описанных условий дробления:

$$i_k = [(1 - \varepsilon_1)(1 - \varepsilon_2)x \dots x (1 - \varepsilon_{j-1})(1 - \varepsilon_k)]^{-1}, \quad (4.15)$$

$$d = s_p [(1 - \varepsilon_1)(1 - \varepsilon_2)x \dots x (1 - \varepsilon_{j-1})(1 - \varepsilon_k)]^{-1}. \quad (4.16)$$

В (4.15) и (4.16) возможно  $\varepsilon_1 = \varepsilon_2 = \dots = \varepsilon_j < \varepsilon_k$ .

Последнее, что можно получить из КС камеры дробления,— это представление о целесообразной форме образующей поверхности брони конуса. Угол сужения закрытой щели зоны дробления, называемый «углом захвата», часто делят между бронями конуса и чаши (см. штриховой контур на рис. 4.6). Возможно, так проявляется конструкторская приверженность симметрии, а возможно, здесь скрываются более

веские причины. На рис. 4.6 камера дробления показана в компоновке с приводными узлами дробящего конуса. Должна быть обеспечена статическая устойчивость конуса на его сферической опоре при всех случаях нагружения. Наиболее неблагоприятно нагружение, когда равнодействующая нагрузка дробления расположена на входе в камеру дробления, а реакция эксцентрика приложена на его нижней кромке. Такое нагружение возникает при попадании в камеру недробимого предмета размером  $d$ . По схеме на рис. 4.6 видно, что наружный габарит сферической опоры, в пределах которого должна умещаться воспринимаемая опорой нагрузка, может быть тем меньше, чем больше расположена образующая брони конуса. Штрих-пунктиром на броне конуса нанесена ее стабильная форма, появляющаяся довольно быстро в процессе износа. Какие бы формы ни были приданы новой броне конуса, при износе она стремится к спрямлению образующей своей поверхности. Эффект влияния первоначальной сложной формы с износом брони конуса исчезает. Нет каких-то скрытых «веских» причин, поэтому лучше сразу принимать образующую прямолинейной и компоновать камеру дробления с учетом этой необходимости. Зато есть компенсация прямолинейности образующей поверхности брони конуса. В этом случае растет периметр приемной щели (см. рис. 4.6), а, значит, растет и производительность дробилки.

#### 4.4. Взаимосвязи параметров рабочих органов дробилки КМД

Любая модель представляет собой приближенное описание объекта. Разумеется, это не приближенность с примитивным смыслом «пятью пять будет, примерно, двадцать четыре — двадцать шесть», а исключение из внимания качеств объекта, которые несущественны для его оценки. Их несущественность определяется тем обстоятельством, что без их учета на вопрос, сколько будет пятью пять, по модели получается ответ — двадцать пять! То, что имитационные модели адекватны, а не идентичны реальным процессам, объясняется случайностью реальных процессов скорее, чем неточностью их отражения в модели.

##### 4.4.1. Частота качаний дробящего конуса

Частота качаний дробящего конуса влияет на производительность дробилки, причем в этом влиянии есть оптимум, и на способность камеры дробления принять питание с проектной крупностью наибольших входящих в питание кусков. Отмеченные параметры, связанные с частотой качаний конуса, могут выступать независимыми критериями оптимальности (принятие одного исключает реализацию другого), и конструктор должен сделать выбор в пользу одного из них.

Есть якорь, ухватившись за который, конструктор может незыблально держаться на избранной позиции в потоке обрушающихся на него необходимостей принимать концептуальные и проектные решения. Этот якорь — характеристический критерий оптимальности функции преобразования, выражаемый зависимостями (4.12) и (4.15). Уж если целью проекта является машина, производящая возможный максимум мелочи в продукте, нельзя принимать промежуточные решения, понижающие уровень осуществления целевой функции ТС сравнительно с объективно имеющимся. С этих позиций, частота качаний конуса должна быть выбрана условием гарантии приема дробилкой наибольших проектных кусков питания. Производительность дробилки сразу станет вместо возможного критерия ограничением, способствующим реализации избранного критерия.

Удобнее всего связать частоту качаний дробящего конуса с длительностью фазы свободного падения куска на входе в камеру дробления, близкой к полупериоду колебания дробящего конуса (времени раскрытия приемной щели от размера  $B_1$  до размера  $B$ ).

На рис. 4.7 показана схема входа в камеру дробления куска  $d$  при длительности его свободного падения, меньшей полупериода колебания

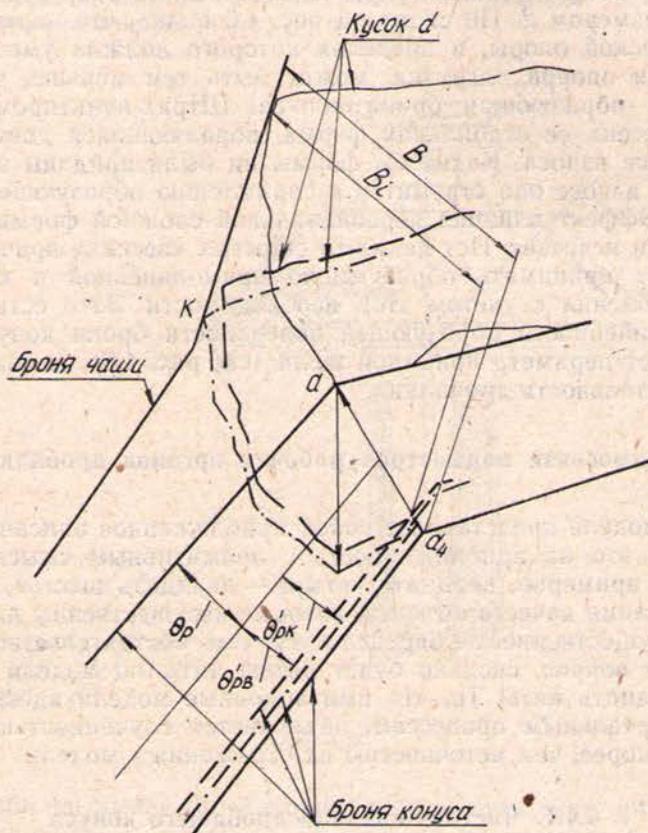


Рис. 4.7

дробящего конуса. Кусок дognал броню конуса, когда она еще удаляется от брони чаши (перемещение брони из точки  $a$  к точке  $a_4$ ). Угол наклона образующей поверхности брони конуса допускает скольжение куска, но возникающий при скольжении контакт куска с броней чаши (точка  $K$  на рис. 4.7) препятствует углублению куска в камеру дробления, делая проблематичным его вход.

Случай входа куска в контакт с идущей ему навстречу броней дробящего конуса можно представить также по рис. 4.7 (перемещение брони из точки  $a_4$  в точку  $a$ ). Здесь время свободного падения куска больше полупериода колебания дробящего конуса.

Возникает вопрос, на сколько больше полупериода колебаний может быть это время? Кусок  $d$  находится в состоянии «легкого» для входа в камеру дробления зерна только при регламентации (4.1). С самого начала закрытия щели  $B$  состояние куска  $d$  меняется к «затрудненному» ( $B > B_i > d$ ), «трудному» ( $B_i = d$ ), «невозможному» ( $B_i < d$ ) для входа в камеру дробления. Вследствие малой разницы в размерах  $B$  и  $d$  изменение состояния куска от «легкого» до «невозможного» происходит достаточно быстро.

Когда в известном мультфильме «Шайбу — шайбу!» судья удалил всех полевых игроков и пригласил к вбрасыванию шайбы вратарей, они не боролись за вброшенную шайбу, а мчались каждый на защиту своих ворот. Так и конструктор, зная, что в задании кусок  $d$  — наибольший, все равно будет считать весьма вероятным присутствие в реальном питании некоторого количества кусков  $+d$ . Для конструктора превы-

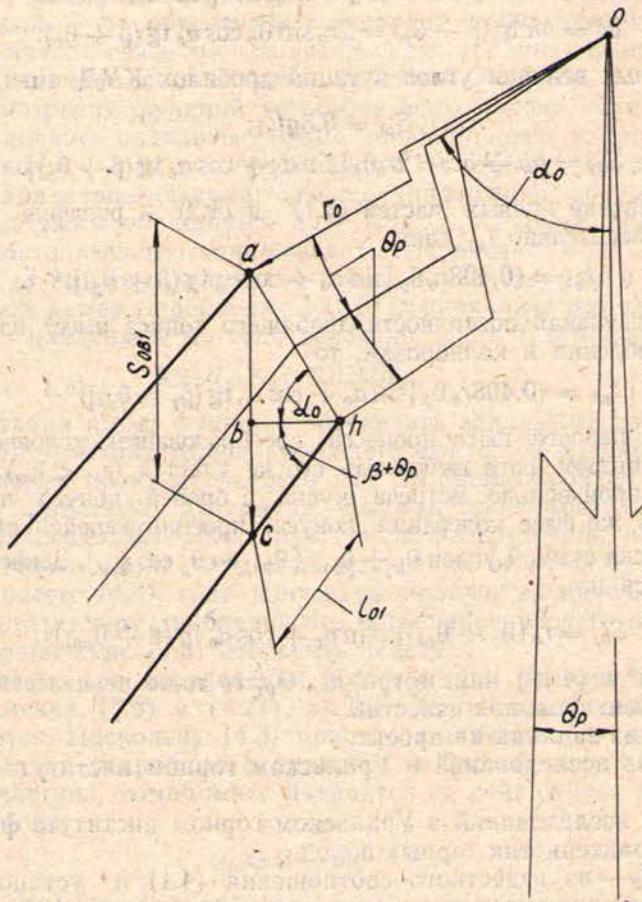


Рис. 4.8

шение размера  $B$  над размером  $d$  будет не только условием легкого приема кусков  $d$ , но и условием хотя бы трудного входа в камеру кусков  $+d$ .

Поэтому ответ на поставленный вопрос звучит: ни на сколько время свободного падения куска при входе в камеру дробления не должно превышать полупериод колебания конуса.

Отсюда, принятая посылкой для определения частоты качаний конуса гарантия уверенного приема в камеру дробления кусков крупностью  $d$  обеспечивается равенством времени свободного падения куска при входе в камеру полупериоду колебания дробящего конуса:

$$t_{B1} = 0.5T; \quad (4.17)$$

$$n = 30t_{B1}^{-1}. \quad (4.18)$$

Зависимость (4.18) справедлива, но неупотребима для конструирования. Чтобы сообщить ей применимость, надо параметр  $t_{B1}$  связать

с параметрами камеры дробления, которые показаны и обозначены на рис. 4.8, иллюстрирующем вход куска в камеру дробления при условиях (4.17), (4.18).

Из треугольников  $aOh$ ,  $abh$ ,  $hbc$  на рис. 4.8:

$$ah = 2r_0 \sin \theta_p; ab = ah \sin a_0 = 2r_0 \sin \theta_p \sin a_0;$$

$$bh = ah \cos a_0 = 2r_0 \sin \theta_p \cos a_0;$$

$$bc = bh \operatorname{tg}(\beta + \theta_p) = 2r_0 \sin \theta_p \cos a_0 \operatorname{tg}(\beta + \theta_p).$$

Из-за малых величин углов нутаций дробилок КМД  $\sin \theta_p = \operatorname{tg} \theta_p = \theta_p$ :

$$S_{01} = 0.5gt_{v1}^2; \quad (4.1)'$$

$$S_{01} = ab + bc = 2r_0 \theta_p [\sin a_0 + \cos a_0 \operatorname{tg}(\beta + \theta_p)]. \quad (4.2)'$$

Приравнивание правых частей (4.1)' и (4.2)' и решение полученного равенства относительно  $t_{v1}$  дает:

$$t_{v1} = \{0.408r_0 \theta_p [\sin a_0 + \cos a_0 \operatorname{tg}(\beta + \theta_p)]\}^{0.5}. \quad (4.19)$$

Если образующая поверхности дробящего конуса имеет излом на границе зон дробления и калибровки, то

$$t_{v1} = \{0.408r_0 \theta_p [\sin a_0 + \cos a_0 \operatorname{tg}(\beta_1 + \theta_p)]\}^{0.5}. \quad (4.20)$$

Если для первого шага процесса преобразования условие (4.17) выполнено, на втором шаге выполнить его не удается ( $e_{v1} < e_{v2}$ ).

Если  $t_{v1}$  произвольно, встреча куска с броней конуса происходит в произвольной же фазе колебания конуса, проецирующейся на плоскость движения куска суммой углов  $\theta_p + \theta_{pb1}$  ( $\theta'_{pb1} = \theta_p \cos \psi_{v1}$ ). Зависимость (4.2)' здесь меняется на

$$S_{0j} = r_0 (\theta_p + \theta'_{pb1}) [\sin a_0 + \cos a_0 \operatorname{tg}(\beta + \theta'_{pb1})]. \quad (4.3)'$$

Входящие в (4.19) параметры  $a_0$ ;  $\Theta_p$ ;  $r_0$  тоже не известны. Вообще, в начале проектирования известны

$Q$ ;  $d$ ;  $i$  — из задания на проект,

$\varepsilon_n$ ;  $\varepsilon_k$  — из исследований в Уральском горном институте диаграммы Рундквиста,

$f$ ;  $f_0$  — из исследований в Уральском горном институте физико-механических характеристик горных пород,

$B$ ;  $B_1$ ;  $B_2$  — из известного соотношения (4.1) и установленных в Уральском горном институте зависимостей (4.6)...(4.12) этих параметров от  $\varepsilon_n$  и  $\varepsilon_k$ ,

$s_p$  — из известных норм зазоров в подшипниках привода дробящего конуса и норм отклонений форм деталей конуса и чаши от идеальных.

Перечисление источников получения знаний подсказывает, что все интересующие конструктора параметры дробилки могут быть получены только исследованиями, установлением их связей с физическими свойствами дробимых материалов и с выходными параметрами (задание на проект) ТС «дробилка КМД».

#### 4.4.2. Габарит приемной зоны камеры дробления ( $a_0$ ; $r_0$ ; $R_k$ ; $R_v$ ), положение камеры дробления относительно точки подвеса ( $L$ , $L_1$ ), угол нутации ( $\beta_p$ )

Указанные в заголовке параметры опять-таки не известны, к тому же их много. Их множественность не позволит сразу найти связь каждого со свойствами дробимых материалов и выходными параметрами проекта. Для начала надо найти их внутренние связи, причем в таком количестве, какое позволит выразить любой из неизвестных парамет-

ров через остальные, т. е. позволит составить имеющую решение систему уравнений.

Внешние для обсуждаемых параметров связи, только что упоминавшиеся связи с выходными параметрами дробилки и свойствами дробимых материалов, легче установить, четко зная функции описываемых параметрами элементов в контексте разработанной ФС.

Габарит приемной зоны камеры дробления назначается только по одной его роли — по обеспечению заданной производительности дробилки. Для начала связь производительности дробилки с габаритом приемной зоны логичнее всего выразить функцией  $Q=f(R_q)$ .

Из рассмотрения функций устройств зоны подачи ясно, что камера дробления должна находиться ниже точки подвеса на расстояниях  $L$  для брони конуса и  $L_1$  для брони чаши. На конкретные значения  $L$  и  $L_1=f(L)$  влияет достигнутый уровень унификации дробилок КМД и КСД (они должны обращаться друг в друга заменой дробящих органов). Это обстоятельство накладывает ограничение: в габарите от точки подвеса до нижнего основания брони конуса дробилки КМД должна умещаться камера дробления КСД. Ограничение выполняется, если соблюдается найденная, по всей вероятности, Э. Саймонсон норма:

$$0,24R_{\text{ко}} \leq L \leq 0,32R_{\text{ко}}. \quad (4.21)$$

Угол нутации имеет функцию обеспечить заданными зависимостями (4.2) и (4.3) величины ходов дробящего конуса. В приемной зоне камеры дробления практически весь ход дробящего конуса тратится на разрушение дробимого материала. Анализ зависимостей (4.2), (4.3), (4.6), (4.10) позволяет вычислить, что в разгрузочной части камеры дробления только около 10 % хода конуса тратится на дробление. Это вызвано запасом (4.3) хода конуса на пропуск наибольших недробимых тел через камеру дробления без остановки рабочего процесса дробилки, и ограничение (4.3) отбросить нельзя.

Таким образом, при определении угла нутации появляются независимые ограничения (4.3) и (4.21), выполнить которые одновременно не всегда удается. Поскольку (4.3) принято с запасом, без учета остаточных деформаций недробимого предмета и броней конуса и чаши при их взаимодействии, компромисс находится за счет снятия жестких требований к (4.3):

$$s_h \approx B - s_p. \quad (4.22)$$

В учебной и специальной литературе угол нутации включается в число параметров, влияющих на производительность дробилки. В разделах 4.4.1 и 4.4.2 показано лимитирующее влияние устройств зоны подачи питания и приемной зоны камеры дробления на расход питания дробилкой. На работе этих элементов ТС угол нутации никак не скрывается. С началом падения в камеру дробления куски питания не подвержены вообще никаким влияниям — они падают свободно! Влияние угла нутации на движение кусков питания может оказаться лишь после входления кусков в контакт с броней конуса. Но этот контакт наступает, когда куски питания уже находятся в камере дробления, когда все влияния на производительность дробилки уже свершились. Ортодокс может указать на присутствие угла нутации в зависимости (4.19), но сама зависимость отмечает влияние параметров дробилки на крупность, а не на расход питания. Подтверждается отсутствие оснований дополнять рассмотренные функции угла нутации влиянием его на производительность дробилки: этого влияния нет.

После выделения функций искомых параметров они могут быть включены в определяющую их систему уравнений (4.23). В системе фигурируют: ход конуса в приемной зоне камеры дробления  $D$ , ход ко-

нуса по нижнему основанию его брони,  $S_h$ , радиус-вектор точки нижнего основания брони конуса,  $r_h$ . Все соотношения параметров видны на рис. 4.9. Для составления системы уравнений решались равнобедрен-

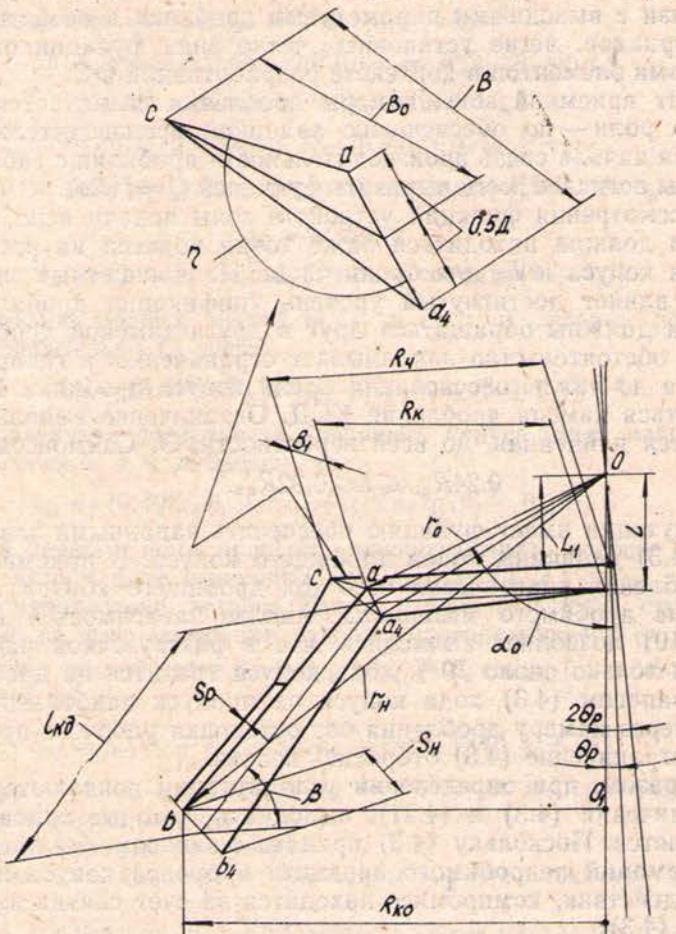


Рис. 4.9

ные треугольники  $a0a_1$ ,  $b0b_1$ , прямоугольный треугольник  $00_1b$ , косоугольный треугольник  $aa_1c$ .

$$\begin{cases} 2r_0\theta_p - D = 0; \\ 2r_h\theta_p - s_h = 0; \\ E - r_h^2 = 0. \end{cases} \quad (4.23)$$

В (4.23):

$$\eta = 0,5\pi - \arcsin [BB_1^{-1} \sin (\alpha_0 - 0,5\pi + \beta)],$$

$$D = B_1 \cos \eta + (B^2 - B_1^2 \sin^2 \eta)^{0,5},$$

$$R_k = R_{ko} - l_{kd} \cos \beta - 0,5(B_1 - s_p) \sin \beta \text{ при } \beta_1 < \beta;$$

$$R_k = R_{ko} - l_{kd} \cos \beta \text{ при } \beta_1 = \beta;$$

$$E = [l_{kd} \sin \beta + R_{kc} \operatorname{tg} \alpha_0 - 0,5(B_1 - s_p) \cos \beta]^2 + R_{kc}^2, \text{ если } (\beta_1 < \beta);$$

$$E = (l_{kd} \sin \beta + R_k \operatorname{ctg} \alpha_0)^2 + R_{ko}^2, \text{ если } (\beta_1 = \beta).$$

Из (4.23) выводится уравнение для определения  $\alpha_0$ :

$$D - R_k s_h E^{-0,5} \sin^{-1} \alpha_0 = 0; \quad (4.24)$$

При известном угле  $\alpha_0$  определимы другие параметры:

$$r_0 = R_k \sin^{-1} \alpha_0; \quad (4.25)$$

$$\theta_p = \arcsin(0.5Dr_0^{-1}); \quad (4.26)$$

$$L = r_0 \cos \alpha_0. \quad (4.27)$$

При разработке дробилки конструктор оперирует номинальным значением угла нутации  $\Theta$ , а в зависимости (4.26) фигурирует угол нутации рабочего хода дробилки  $\Theta_p$ . Разница между  $\Theta$  и  $\Theta_p$  возникает из-за наличия зазоров в подшипниках эксцентрика, сообщающего рабочее движение дробящему конусу, из-за стремления инерционной силы конуса увеличить угол нутации и из-за стремления сил дробления уменьшить его.

Схема классического статически неопределенного эксцентрика приведена на рис. 4.10. В вертикальном цилиндрическом подшипнике эксцентрика, и особенно в вертикальном коническом подшипнике дробящего конуса, трудно создать гидродинамический режим смазки, и используется гидростатический эффект. Вследствие этого подшипники имеют повышенные зазоры по норме, предложенной проф. Кубачеком:

$$aD_k^{-1} = bD_u^{-1} = \\ = 0,0055 \dots 0,006. \quad (4.27)$$

Для дробилки размера 2200 мм (7 футов) зазор  $a$  близок к трем и зазор  $b$  — к четырем миллиметрам. Их сумма соизмерима с размером закрытой разгрузочной щели холостого хода камеры дробления исполнения  $T$  (fine). На холостом ходу дробилки инерционная сила  $C_k$  дробящего конуса выбирает зазоры в эксцентрике в сторону своего действия потому, что условия равновесия эксцентрика относительно точки  $A$  (см. рис. 4.10) ограничивают величину инерционной силы противовеса,  $C_{pr}$ , и суммарный момент сил  $C_{pr}$  и  $C_a$  относительно точки подвеса всегда меньше момента силы  $C_k$ .

При выборе зазора силой  $C_k$  в коническом подшипнике  $\Theta$  увеличивается на (см. рис. 4.10)

$$\Delta_k \Theta = \operatorname{arctg}(0.5ar_k^{-1} \cos \alpha_k). \quad (4.4)$$

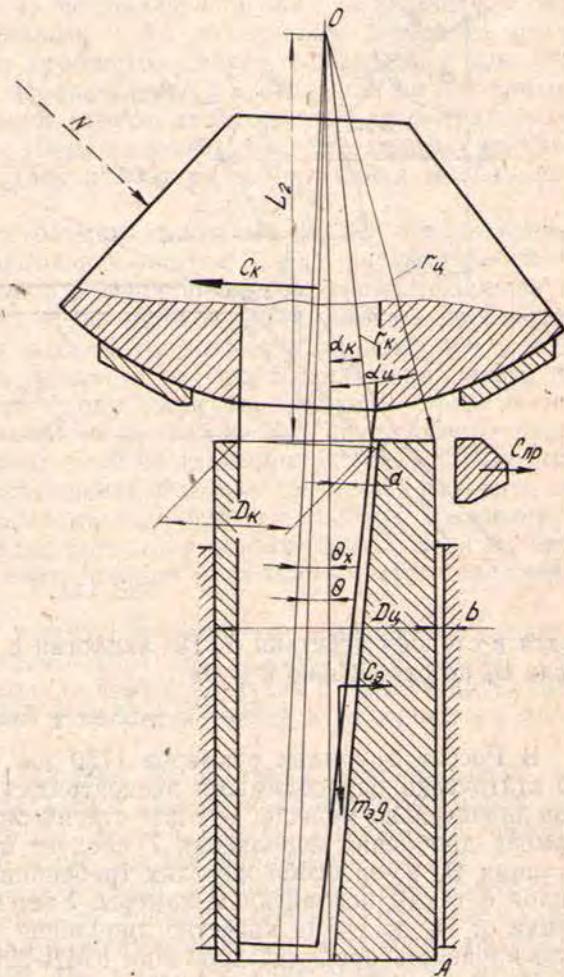


Рис. 4.10

При выборе зазора в цилиндрическом подшипнике  $\Theta$  увеличится на

$$\Delta_{\text{д}}\Theta = \arctg(0,5br_{\text{д}}^{-1} \cos \alpha_{\text{д}}). \quad (4.5)$$

В итоге  $\Theta_x$  составит относительно  $\Theta$

$$\Theta_x = \Theta + \Delta_k\Theta + \Delta_{\text{д}}\Theta. \quad (4.28)$$

Во время работы дробилки возникают силы дробления, равнодействующая которых  $N$  много больше  $C_k$ , и зазоры в подшипниках выбира-

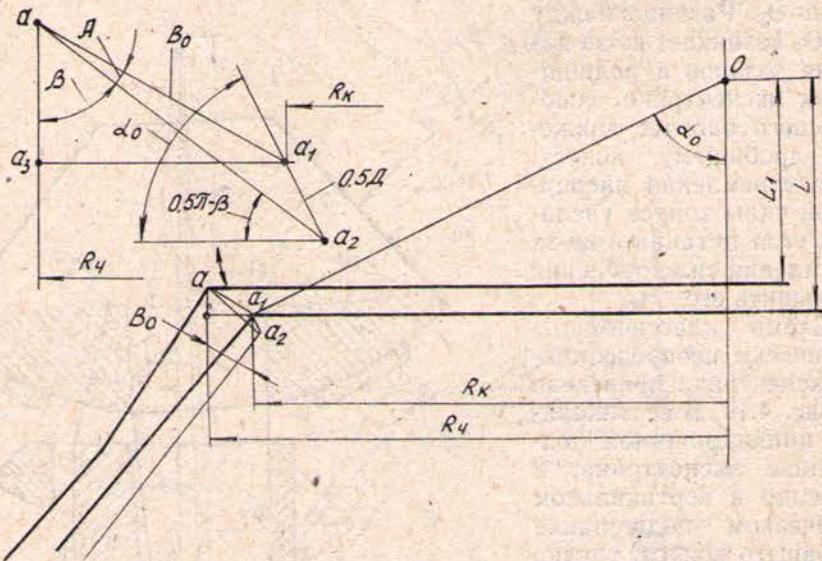


Рис. 4.11

ются в сторону действия  $N$ . По аналогии с (4.28) это изменит величину угла  $\Theta_p$  по отношению к  $\Theta$  на

$$\Theta_p = \Theta - (\Delta_k\Theta + \Delta_{\text{д}}\Theta). \quad (4.29)$$

В России дробилки размеров 1750 мм (5,5 футов) и выше делают со статически определимыми эксцентриками, для которых норма зазоров значительно меньше, чем для статически неопределимых. Все равно камеру дробления исполнения  $T$  следует проектировать с учетом угла нутации  $\Theta_p$  из-за особо жестких требований к качеству продукта дробилок с таким исполнением камеры. Учет влияния изменения угла нутации от  $\Theta_x$  до  $\Theta_p$  на качество дробления позволил снизить номинальную крупность продукта дробилки КМД-2200Т с 22 до 14 мм.

На рис. 4.11 даны пояснения к определению  $R_q$ . Из треугольника  $aa_2c$  по теореме косинусов щель  $B_0$  равна

$$B_0 = (B_1^2 + 0,25D^2 - DB_1 \cos \eta)^{0,5}. \quad (4.30)$$

В треугольнике  $aa_1a_2$  угол  $a_1aa_2$ , обозначаемый далее  $\delta$ , по теореме синусов равен

$$\delta = \arcsin[0,5DB_1^2 \sin(\alpha_0 - 0,5\pi + \beta)]. \quad (4.6)$$

$R_q$  равен сумме проекции  $B_0$  на горизонталь (угол проектирования —  $aa_1a_3$ ) и  $R_k$ :

$$R_q = R_k + B_0 \cos(0,5\pi - \beta - \delta), \quad (4.31)$$

а  $L_1$  равно разнице между  $L$  и проекцией  $B_0$  на вертикаль

$$L_1 = L - B_0 \sin(0,5\pi - \beta - \delta). \quad (4.32)$$

$R_q$  найден, но его связь с  $Q$  установить еще нельзя, так как производительность дробилки зависит и от других параметров камеры дробления:  $Q=f(R_q, d, n, l_{obi}, S_{iki})$ . Переменные  $l_{obi}$  и  $S_{iki}$  можно найти только по модели движения куска в камере дробления.

#### 4.4.3. Движение куска в камере дробления

##### 4.4.3.1. Допущения моделирования

Безусловно, движение куска целесообразно описать упрощенно, моделью, имитирующей характерные фазы движения,— свободное падение куска, его удар о броню дробящего конуса, совместное с конусом движение до зажатия куска бронями конуса и чаши или до его движения в очередном цикле качаний конуса, если он на рассматриваемом шаге процесса не дробится. Надо выделить несущественные влияния на движение куска, чтобы отбросить их ради упрощения модели при сохранении ее адекватности.

В литературе много раз публиковались изображения следов недробимого предмета на броне дробящего конуса. Следы располагаются по спирали, и читатель делал вывод о существенном боковом смещении кусков дробимого материала во время прохождения камеры дробления. Если проявить любопытство и посмотреть, как расположились следы того же самого недробимого предмета на броне дробильной чаши, то можно увидеть: отпечатки на броне чаши расположены практически вертикально. Замеры, выполненные по отпечаткам недробимого предмета размера  $d$  на броне дробильной чаши дробилки КМД-2200Гр, позволили зафиксировать максимальное боковое смещение нижнего отпечатка недробимого тела относительно верхнего 80 мм. Выясняется, что спиралевидная форма траектории следов недробимого тела на броне конуса главным образом подтверждает реальность чистого вращения конуса.

Итак, кусок движется от загрузки к разгрузке практически в вертикальной плоскости, проходящей через ось симметрии дробилки. Поэтому первым допущением модели движения куска в камере дробления будет рассмотрение движения дробящего конуса в проекции на плоскость движения куска.

Дробящий конус — тело вращения. Безразлично, какой из точек своей поверхности он взаимодействует с куском, если известна координата этой точки относительно центра гиаций конуса. Вторым допущением модели становится пренебрежение чистым вращением конуса.

Два принятых допущения позволили заменить сложное пространственное движение точек дробящего конуса (эволюта) простым гармоническим колебанием в плоскости движения куска по камере дробления.

Следующим существенным для моделирования моментом является удар куска о броню конуса в конце фазы свободного падения. Реальные куски горных пород, прошедшие до стадии мелкого дробления через стадии крупного и среднего дробления, часто засоренные комкующими примесями, покрытые пылью, израненные трещинами, после весьма короткого отрезка свободного падения мало проявляют свойства упругости, особенно куски крупной фракции  $d \dots + B_1$ .

После неупругого удара кусок скользит по броне конуса, после упругого он должен двигаться по броне скачкообразно. Один из учеников проф. В. Р. Кубачека, канд. техн. наук Б. Д. Котельников, составил модель движения куска в камере дробления, учитывающую упругость и инерционность кусков (модель 2, 1978 г.). Чтобы заметить и оценить влияние этих параметров, Б. Д. Котельникову пришлось выполнить стендовую киносъемку движения куска с частотой кадров выше 2000

в секунду. Получаемые по модели 2 результаты мало отличались от результатов модели, где допускается абсолютно неупругий удар куска о броню конуса (модель 1, 1967 г.). По введении в модель 1 предложенных Б. Д. Котельниковым эквивалентных коэффициентов трения удара и скольжения кусков по броне, заменяющих натуральные коэффициенты и сводящих скачкообразное движение кусков к скольжению, модель 2 потеряла преимущества точности, а модель 1 сохранила преимущество простоты математического описания. В дальнейшем будет излагаться модель, построенная на предположении о неупругом ударе куска по броне.

Масса куска пренебрежимо мала в сравнении с массой дробящего конуса. Отсюда допускается, что начальные условия движения куска после удара определяются изменением количества движения только куска, количество движения конуса принимается неизменным.

#### 4.4.3.2. Параметры движения куска

На первом шаге по камере дробления кусок падает вертикально. При рассмотрении частоты качаний конуса задано время свободного падения куска  $t_{\text{в1}}$  до встречи с броней (см. разд. 4.1). Это делает определимыми все параметры встречи ( $\dot{S}_{\text{ов1}} = gt_{\text{в1}}$ ;  $\psi_{\text{в1}} = \omega t_{\text{в1}}$  и т. д.).

Перемещение куска относительно брони конуса за время свободного падения ( $l_{\text{ов1}} = b_1 a_1$ ) составит, как очевидно из рис. 4.8 в разделе 4.1,

$$l_{\text{ов1}} = 2r_0 \theta_p \cos \alpha_0 \cos^{-1}(\beta + \theta_p) \text{ при } \beta_1 = \beta; \quad (4.33)$$

$$l_{\text{ов1}} = 2r_0 \theta_p \cos \alpha_0 \cos^{-1}(\beta_1 + \theta_p) \text{ при } \beta_1 < \beta. \quad (4.34)$$

Удар куска о броню произойдет в фазе колебания конуса  $\phi = \pi$ , поэтому проекция линейной скорости брони на плоскость движения куска  $U'_{\text{в1}} = \omega e_{\text{в1}} \sin \phi = 0$ . Схема удара изображена на рис. 4.12. В соответствии с теоремой о сохранении количества движения при ударе начальная скорость скольжения куска по броне конуса выразится зависимостью

$$\dot{S}_{11} = \dot{S}_{\text{ов1}} \sin \beta - f_0 \dot{S}_{\text{ов1}} \cos \beta; \quad (4.35)$$

$$\beta = \beta + \theta_p \text{ при } \beta_1 = \beta;$$

$$\beta = \beta_1 + \theta_p \text{ при } \beta_1 < \beta.$$

Ускорение скольжения куска усредняется из допущения, что кусок скользит по неподвижной броне в среднем ее (от  $\beta + \theta_{\text{пв1}}$  до  $\beta - \theta_p$ ) положении ( $\beta'$  или  $\beta_1'$ )

$$\beta' = \beta + 0.5 (\theta_{\text{пв1}} - \theta_p). \quad (4.36)$$

$$\ddot{S}_1 = g (\sin \beta' - f \cos \beta'). \quad (4.37)$$

Перемещение куска относительно брони от момента встречи с ней до конца периода колебания конуса определится известной формулой физики

$$S_{11} = \dot{S}_{11} (T - t_{\text{в1}}) + 0.5 \ddot{S}_1 (T - t_{\text{в1}})^2. \quad (4.38)$$

Максимальная длина первого шага куска по камере дробления

$$l_1 = l_{\text{ов1}}^* + S_{11}. \quad (4.39)$$

Максимальная скорость скольжения куска

$$\dot{S}_{21} = \dot{S}_{11} + \ddot{S}_1 (T - t_{\text{в1}}). \quad (4.40)$$

Текущие значения  $S_{11}$  будут

$$S_{11i} = \dot{S}_{11} (t_i - t_{\text{в1}}) + 0.5 \ddot{S}_1 (t_i - t_{\text{в1}})^2. \quad (4.41)$$

Если кусок на первом шаге по камере дробления не зажимается бронями, то скорость  $\dot{S}_{21}$  проявляется на втором шаге: Чтобы подчеркнуть факт возникновения этой скорости на предшествующем шаге, ее обозначаем  $\dot{S}_{2(j-1)}$ .

Куски из фракции крупности  $-B_2 \dots +s_p$  будут дробиться на втором шаге по камере дробления. Они войдут в контакт с броней конуса на встречном движении ( $e_{B2} > e_{B1}$ , поэтому  $t_{B2} > 0,5T$ ), и будут иметь скорость  $\dot{S}_{2(j-1)}$ , накопленную при скольжении по броне на первом шаге.

Схема встречи показана на рис. 4.13. Раз известность  $t_{Bj}$  делает известными все параметры встречи, то начинать надо с поиска  $t_{B2}$ . На рис. 4.13 сделано искусственное построение для определения  $t_{B2}$ .  $FACB$  — параллелограмм. В косягольном треугольнике  $ABC$ :  $AB = c$ ;  $AC = a$ ;  $BC = b$ . В прямоугольном треугольнике  $ADB$ :  $AD = d$ . Для нахождения  $t_{B2}$  составлено уравнение « $d - d = 0$ », в котором отрезок  $d$  выражен через отрезки  $c$  (найден по теореме косинусов из треугольника  $ABC$ ) и  $a$ .

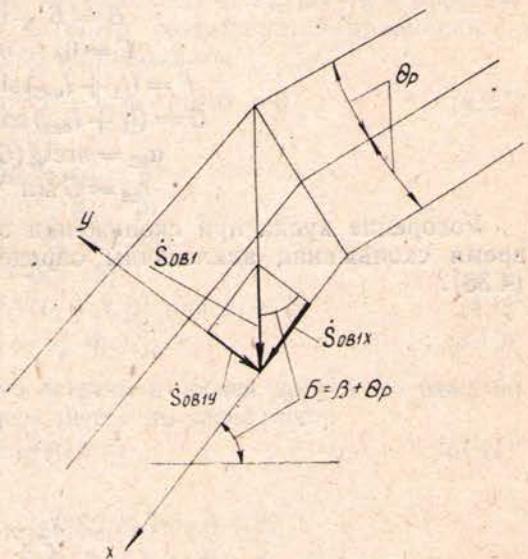


Рис. 4.12

$$\begin{cases} c = (a^2 + b^2 - 2ab \cos \gamma)^{0.5}; \\ c \sin \alpha = d; \\ a \cos (\beta - \theta_p) = d. \end{cases} \quad (4.42)$$

Из (4.42) получается:

$$[a^2 + b^2 + 2ab \sin (\beta - \theta_p)]^{0.5} \sin \alpha - a \cos (\beta - \theta_p) = 0. \quad (4.43)$$

В (4.42):

$$\gamma = 0,5\pi + \beta - \theta_p;$$

$$a = S_{OB2} = 0,5gt_{B2}^2;$$

$$b = S_{22} = \dot{S}_{2(j-1)} t_{B2};$$

$$a = \operatorname{arctg} [a \sin \alpha (b - \cos \gamma)^{-1}];$$

$$0,5T < t_{B2} < 0,7T.$$

Перемещение куска относительно брони до их встречи составит:

$$l_{OB2} = r_{T1} (\theta_p + \theta'_{PB2}) \cos a_{T1} \cos^{-1} (\beta + \theta'_{PB2}) + S_{22}. \quad (4.44)$$

В (4.44):

$$F = l_1 \sin \beta + L;$$

$$G = l_1 \cos \beta + R_h;$$

$$a_{T1} = \operatorname{arctg} (GF^{-1});$$

$$r_{T1} = G \sin^{-1} a_{T1}.$$

Коль скоро удар куска о броню произошел на их встречном движении,  $U' \neq 0$ . Начальная скорость скольжения куска после удара будет

$$S_{12} = \dot{S}_{OB2} \sin B - U' \cos B + S_{2(j-1)} \cos \Gamma - f_0 (\dot{S}_{OB2} \cos B - U' \sin B + S_{2(j-1)} \sin \Gamma). \quad (4.45)$$

В (4.45):

$$B = B + \alpha_{B2};$$

$$\Gamma = \theta_p + \theta_{PB2};$$

$$F = (l_1 + l_{OB2}) \sin \beta + L;$$

$$G = (l_1 + l_{OB2}) \cos \beta + R_K;$$

$$\alpha_{B2} = \operatorname{arctg}(GF^{-1});$$

$$r_{B2} = G \sin^{-1} \alpha_{B2}.$$

Ускорение куска при скольжении по броне, перемещение куска за время скольжения аналогичны определяемым зависимостям (4.37) и (4.38).

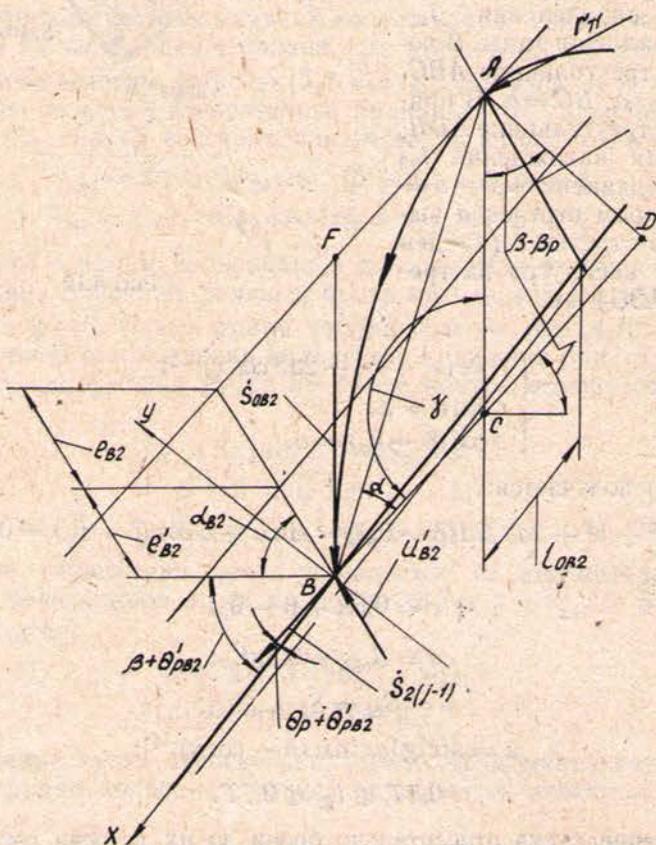


Рис. 4.13

Длина второго шага куска крупностью  $-B_2$  по камере дробления

$$l_2 = l_{OB2} + S_{12}. \quad (4.46)$$

#### 4.4.4. Вхождение куска в контакт с обеими бронями

При моделировании камеры дробления параметры зажатия куска обеими бронями надо знать, чтобы определить связь пропускной способности камеры дробления с характеристиками движения кусков круп-

нностью  $d$ . Такие куски за цикл движения дробящего конуса погружаются в камеру дробления меньше любого куска крупностью  $-d$ , и поэтому глубина погружения кусков  $d$  позволит наиболее корректно, в смысле скромности претензий, определить производительность дробилки.

Процесс зажатия куска крупностью  $d_i$  легко представить себе по рис. 4.5 (там это кусок  $d_2$ ). Построениями, аналогичными показанным на рис. 4.13, траекторию движения куска  $d_i$  легко заключить в простейшие геометрические фигуры, по которым составляются уравнения, в числе которых может быть получено и приводимое:

$$d_i (\sin \sigma \sin^{-1} \lambda \cos^{-1} \chi + \operatorname{tg} \varphi - \operatorname{tg} \chi) = 0. \quad (4.47)$$

В (4.47):

$$\sigma = 1,5\pi - \alpha_{31} - \beta;$$

$$\lambda = 0,5\pi + \beta_2 - \beta;$$

$$\chi = \alpha_{31} + \beta_2 - 0,5\pi;$$

$$\varphi = \beta_2 - \beta;$$

$$\beta_2 = \operatorname{arctg} [(B_1 - B_2)(l_0 + S_{11})] \text{ при } \beta_1 = \beta; \quad (4.9)'$$

$$\beta_2 = 2\beta - \beta_1 - \theta_p \text{ при } \beta_1 < \beta. \quad (4.10)'$$

Время скольжения куска от его встречи с броней конуса до зажатия двумя бронями,  $t_{cl} = t_{31} - t_{B1}$ , определяется по зависимости

$$\alpha_{31} = \operatorname{arctg} (GF^{-1}). \quad (4.11)'$$

В (4.11)':

$$F = (l_{ob1} + S_{11}t_{cl} + 0,5\ddot{S}_1t_{cl}^2) \sin \beta + L;$$

$$G = (l_{ob1} + S_{11}t_{cl} + 0,5\ddot{S}_1t_{cl}^2) \cos \beta + R_K.$$

#### 4.4.5. Пропускная способность камеры дробления

Схема погружения кусков питания в камеру дробления (в плане) показана на рис. 4.14. Поскольку способ входа кусков не зависит от их крупности, для удобства описания принято, что все питание состоит из кусков крупностью  $d$ , идеализированных по форме до шара.

На рис. 4.14 в зоне щели  $B_1$  кусок начал свободное падение. Куски, изображенные в нижней (по рисунку) полуокружности приемной щели, находятся в стадии свободного падения. Кусок, расположенный над щелью  $B$ , закончил свободное падение. Кусок, обозначенный « $a$ », скользнул по броне конуса до вхождения в контакт с броней чаши. Кусок « $b$ » начал дробиться. Кусок « $c$ » и следующие за ним куски (штриховка до зоны щели  $B_1$ ) дробятся. Над ними показаны куски очередной порции питания.

За цикл движения конуса в камеру дробления попадет кольцо материала со средним радиусом  $R_q - 0,5d \sin \beta$  (см. рис. 4.14), шириной  $d$  и толщиной  $Kd$  ( $K$  — отнесенная к  $d$  глубина погружения куска до зажатия его бронями). Объем этого кольца составит:

$$Q_0 = 2\pi (R_q - 0,5d \sin \beta) Kd^2,$$

где

$$K = (l_{ob1} + S_{131}) d^{-1}. \quad (4.12)$$

Часовая объемная производительность,  $\text{м}^3 \text{ч}^{-1}$ , будет:

$$Q = 377 (R_q - 0,5d \sin \beta) Kd^2 n, \quad (4.48)$$

а весовая,  $\text{тч}^{-1}$ :

$$Q_v = Q \gamma, \quad (4.49)$$

где  $\gamma$  — насыпная плотность горной породы.

$Q$  — параметр, входящий в задание на проект дробилки. При прочих условиях, повлиявших на значение  $Q$ , величина производительности зависит от величины  $R_4$  (м), определяемой из (4.48):

$$R_4 = Q(377Kd^2n)^{-1} + 0,5d \sin \beta. \quad (4.50)$$

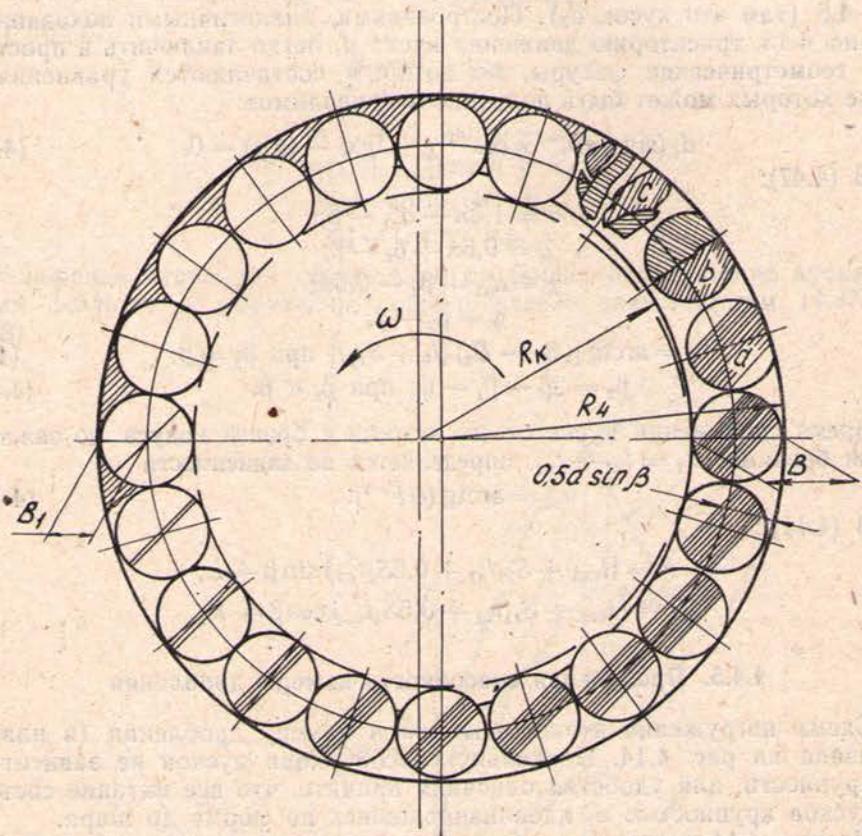


Рис. 4.14

#### 4.4.6. Длина камеры дробления

Длина камеры дробления — параметр, обеспечивающий достоверность разрушающего воздействия дробящих органов на любой из кусков и осколков крупностью  $+s_p$ . Следовательно, должны соответствовать друг другу длины пути кусков  $+s_p$  в камере дробления до их разрушения и самой камеры дробления:

$$l_{kd} = l_1 + l_2 + 0,5d. \quad (4.51)$$

Участок  $0,5d$ , добавленный к длине пути куска  $+s_p$ , заведомо покрывает половину доверительного интервала колебаний расчетной длины пути кусков в камере дробления.

#### 4.4.7. Длина зоны дробления

В разделе 4.4.4 были определены значения угла  $\beta_2$  для случаев  $\beta_1 = \beta$  (4.9)' и  $\beta_1 < \beta$  (4.10)'. Известность  $\beta_2$  позволяет определить длину зоны дробления (см. рис. 4.15).

Для случая равномерного распределения угла захвата между бронями конуса и чаши

$$l_d = 0.5(B_1 - s_p) \operatorname{tg}^{-1}(\beta - \beta_1), \quad (4.52)$$

для случая неравномерного распределения угла захвата между бронями конуса и чаши

$$l_d = (B_1 - s_p) [\operatorname{tg}(\beta_2 - \beta + \theta_p) + \operatorname{tg}(\beta - \beta_1)]^{-1}, \quad (4.53)$$

при прямой образующей поверхности брони конуса ( $\beta_1 = \beta$ )

$$l_d = (B_1 - s_p) \operatorname{tg}^{-1} \beta_2. \quad (4.54)$$

#### 4.4.8. Угол наклона образующей зоны калибровки брони чаши

В фазе максимального сближения дробящего конуса и дробильной чаши образующие поверхности их броней создают параллельную щель, поэтому угол наклона к горизонту образующей зоны калибровки брони чаши будет равен

$$\beta_3 = \beta - \theta_p. \quad (4.55)$$

Окончание в следующем номере серии: Горная электромеханика.

УДК 622.73

Л. Р. Тимошин

### СВЯЗЬ ПРОФИЛЯ КАМЕРЫ ДРОБЛЕНИЯ ККД С ХАРАКТЕРИСТИКАМИ ЕЕ РАБОЧЕГО ПРОЦЕССА

В конусных дробилках крупного дробления возможна реализация двух основных способов организации рабочего процесса дробления сжатием: воздействие дробящих органов на отдельные куски материала — способ «кусок о бронь» и воздействие на многослойную массу кусков — способ дробления «в слое».

При дроблении отдельных кусков и дроблении их слоев одинаково необходимо, чтобы разрушающий ход дробящего органа сообщал материалу деформации в границах их возможного восприятия материалом [2]:

$$\varepsilon_{1p} \leq \varepsilon_i \leq \varepsilon_{np}. \quad (1)$$

где  $\varepsilon_i$  —  $i$ -е значение относительной деформации поперечного сжатия куска, осколка и их смесей;  $\varepsilon_{1p}$  — относительная деформация первичного разрушения куска, осколка и их смесей;  $\varepsilon_{np}$  — относительная деформация прессования куска, осколка и их смесей.

Анализ геометрии профиля дробящего пространства и кинематических параметров дробилки крупного дробления типа ККД показал, что имеется достаточный резерв увеличения хода дробящего конуса до величины допустимой деформации материала  $\varepsilon_i \leq \varepsilon_{np}$ .

Исследования, проведенные в Отраслевой научно-исследовательской лаборатории дробильно-размольного оборудования при Уральском горном институте им. В. В. Вахрушева (ОНИЛ ДРО), позволили получить усредненные экспериментальные значения относительной деформации прессования при сжатии отдельного куска и слоев горных пород, которые составили соответственно  $\varepsilon_{np}^k \approx 0,62$  и  $\varepsilon_{np}^{cl} \approx 0,3$  [1].

Относительная деформация прессования  $\varepsilon_{\text{пр}}$  определялась экспериментально дроблением горных пород на прессе:

$$\varepsilon_{\text{пр}} = h_{\text{пр}i} \cdot d_i^{-1}, \quad (2)$$

где  $h_{\text{пр}i}$  —  $i$ -я величина хода пуансона пресса с момента контакта с материалом до достижения момента прессования;  $d_i$  —  $i$ -я толщина куска или слоя кусков.

Совершенно очевидно, что неадекватность средних значений относительной деформации прессования отдельного куска и слоев горных пород не позволяет создать геометрию профиля дробящего пространства и изменить кинематические параметры машины таким образом, чтобы при дроблении способом «кусок о бронь» и способом «в слое» рабочий процесс дробления был одинаково эффективен.

Это подтверждается существенной разницей значений  $\varepsilon_{\text{пр}}$  для куска и слоя материала.

Ширина закрытой щели камеры при дроблении способом «в слое» должна быть по крайней мере вдвое больше, чем при дроблении способом «кусок о бронь».

Поскольку дробилки ККД не имеют устройств управления подачей материала, в рабочем процессе этих машин равновероятна реализация обоих способов дробления. Конечно, дробление в слое при этом следует ожидать в узком месте камеры дробления, где появляются укладки кусков и осколков мелких фракций.

Анализ гранулометрического состава питания дробилок ККД показывает, что на большинстве горно-обогатительных комбинатов в питании дробилок содержится от 40 до 90 % готового для данной стадии дробления материала.

Наблюдения за процессом дробления в конусной дробилке ККД-1500/180 показали, что в верхней зоне дробящего пространства дробление идет весьма неэффективно. Надежный захват больших кусков материала происходит, как правило, за несколько качаний дробящего конуса. Куски питания мелкой фракции, а также осколки крупных кусков двигаются без разрушающего воздействия в нижнее сечение камеры дробления, где возможность формирования многослойных укладок кусков и осколков очевидна.

Так как средняя относительная деформация прессования слоя материала практически постоянна, что показали экспериментальные исследования, при способе дробления «в слое» дальнейшее повышение эффективности снижения крупности готового продукта, получение его требуемых характеристик и исключения «самодробления» дробилки возможно при соблюдении условия

$$2e_i = \varepsilon_{\text{пр}}^{\text{сл}} \cdot B_i, \quad (3)$$

где  $e_i$  — эксцентриситет в  $i$ -м сечении зоны вероятного появления многослойных укладок (слоев) кусков дробимого материала.

Если условие (3) выполняется на последнем шаге материала (на выходе материала из камеры дробления), то будет достигнута степень дробления  $i_{\text{max}}^{\text{сл}} = 1,4$ .

Если бы условие (3) проявлялось хотя бы на предшествующем шаге, то на последнем шаге можно реализовать степень дробления  $i_{\text{max}}^{\text{k}} = 5,5$ . Но для этого необходимо приложение проектно-конструкторских средств, чтобы многослойную укладку превратить в однослоиную.

В реальных дробилках ККД условие (3) не имеет места даже в самой нижней части камеры дробления. Кроме того, частота качаний конуса такая, при которой крупность продукта определяется размером открытой разгрузочной щели.

Отказ от этой традиции конструирования позволит исключить из циклаrudоподготовки стадию среднего дробления, так как при изменении основных параметров (частоты качания, величины хода дробящего конуса, геометрии профиля камеры дробления) гранулометрический состав дробленого материала будет характеризоваться размером закрытой щели дробилки ККД-1500/180. Это позволит при ширине закрытой щели дробилки, меньшей 100 мм, получать продукт крупной стадии дробления, который в принципе будет являться питанием для наиболее крупных дробилок мелкой стадии дробления (например, КМД-2200, КМД-3000).

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Разработка РТМ «Дробилки конусные мелкого дробления. Метод расчета кинематических и геометрических параметров камеры дробления». Отчет о НИР заключительный / Свердловский горный ин-т; научный руководитель В. А. Масленников.— Шифр темы 43-207-84; № ГР 01.84.0018424; Изв. № 02870043646.— Свердловск, 1987.— 52 с.
2. Рундквист А. К. Общая форма законов дробления // Обогащение руд.— 1956.— № 2.— С. 11—14.

УДК 622.864 : 519.3

С. А. Ляпцев, О. П. Мазеин

## МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ИСПЫТАНИЯХ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ПОЯСА

В данной работе произведен анализ нагружения предохранительного пояса, предназначенного для индивидуальной защиты работающих. Разработано несколько вариантов расчетных моделей, на основании которых произведены математические эксперименты, имитирующие испытание предохранительных поясов на прочность при ударных нагрузках.

Однолямочные предохранительные пояса являются эффективным средством защиты работающих от падения на нижерасположенные поверхности и предметы при выполнении каменных работ, при монтаже крупнопанельных зданий и отделочных работах на строительстве зданий и сооружений промышленного и гражданского назначения. При падении человека, закрепленного предохранительным поясом, возникают значительные динамические нагрузки, действующие как на человека, так и на элементы предохранительного пояса. Для уменьшения динамических нагрузок конструкция предохранительного пояса предусматривает энергопоглощающее устройство,держивающее тело человека в положении, снижающем вероятность травмирования жизненно важных органов при взаимодействии с окружающими предметами.

Экспериментально установлено, что для уменьшения пиковых нагрузок фал предохранительного пояса должен быть укреплен таким образом, чтобы при падении человека не происходило центрального удара, при котором ударная сила натяжения проходит через центр масс человека. Для подтверждения этого факта произведено сравнение ударных сил натяжения в двух ситуациях:

- 1) центральный удар (в момент натяжения фала центр масс падающего груза расположен на линии действия силы натяжения);
- 2) нецентральный удар (натянутый фал отклонен от вертикали и располагается по касательной к поверхности падающего груза).

Расчеты показали, что отношение величин ударных импульсов в первом и во втором случае, по которым можно приближенно судить и о величине ударных сил, определяются, прежде всего, отношением моментов инерции  $J_c/J_D$ , где  $J_c$  — момент инерции падающего груза относительно центра масс,  $J_D$  — момент инерции относительно точки  $D$  касания фала с падающим грузом. В частности, полагая падающий груз

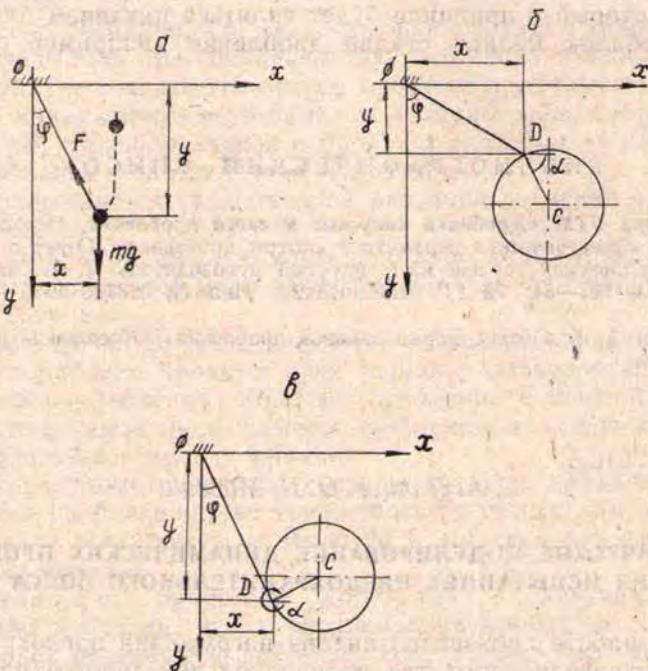


Рис. 1. Расчетные схемы к разработанным моделям:  
а — 1 модель (точечная); б — 2 модель (жесткое крепление фала к цилиндрическому манекену); в — 3 модель (с частичной намоткой фала на манекен)

манекеном цилиндрической формы, имеем:  $J_c = 0,5 \cdot m \cdot R^2$ ,  $J_D = 1,5 \cdot m \times R^2$ , где  $m$  — масса манекена,  $R$  — его радиус. Таким образом,  $J_c/J_D = 1/3$  и следует ожидать уменьшение ударных импульсов в 3 раза. Ударные силы, следовательно, также уменьшаются, но для оценки этого изменения следует знать время удара в той и другой ситуации. Кроме того, вторая ситуация сложнее первой еще и тем, что после натяжения фала манекен силой натяжения отбрасывает в сторону, и возможно снова резкое увеличение натяжения уже в новом положении. Следует рационально выбрать параметры элементов предохранительного пояса, чтобы не допустить повторных ударных нагрузок с большими силами, чем при первоначальном натяжении.

Выбор рациональных параметров наиболее эффективно осуществляется с помощью математического эксперимента, при котором возможно многократное повторение различных ситуаций без материальных затрат на изготовление лабораторных испытательных стендов. Эксперименты проведены на математических моделях, позволяющих оценить поведение груза и манекена с учетом упругих свойств фала (его продольная жесткость определялась статическими испытаниями предохранительных поясов нескольких конструкций сотрудниками Уральского института охраны труда).

В качестве математических моделей использованы дифференциальные уравнения движения твердого тела под действием заданной системы сил.

1 МОДЕЛЬ (точечная). Падающий груз представлен материальной точкой массы  $m$  (рис. 1, а). Дифференциальные уравнения движения груза имеют вид [2]:

$$\begin{aligned} m \cdot \ddot{x} &= -F \cdot \cos \varphi; \\ m \cdot \ddot{y} &= mg - F \cdot \sin \varphi. \end{aligned} \quad (1)$$

При этом  $F = c \cdot (x + y - L)$ , если фал натянут, и  $F = 0$ , если он свободно свисает и не натянут. Здесь  $c$  — жесткость фала,  $x, y$  — координаты падающего груза,  $L$  —

длина фала,  $\varphi = -\arctg y/x$  — угол отклонения фала от вертикали.

Система дифференциальных уравнений (1) имеет ярко выраженный нелинейный характер и не интегрируется в квадратурах. Ее решение проводилось численным методом Рунге-Кутта [1] с постоянным шагом интегрирования на ПЭВМ «Атари», результаты выдавались численно и графически на экран дисплея. Результаты расчетов пиковых нагрузок, приходящихся на растянутый фал, приведены в таблице. Установлено, что с увеличением расстояния  $x_0$  от

Результаты расчетов максимума натяжения фала ( $H$ )

$x_0, м$	1 модель	2 модель	
		$S_a = 0, м$	$S_a = 0,2, м$
0.0	6994	6994	7059
0.1	6980	6981	7022
0.2	6949	6954	6963
0.3	6917	6931	6880
0.4	6874	6899	6771
0.5	6649	6693	6538
0.6	6498	6563	6407
0.7	6393	6471	6264
0.8	6072	6199	5932
0.9	5757	5901	5586
1.0	5405	5632	5257
1.1	5014	5294	4854
1.2	4542	4892	4389
1.3	3923	4407	3786
1.4	3152	3866	3358
1.5	2643	3376	2754

Примечание. Шаг интегрирования по времени  $DT = 0,02$  с. Масса точки  $m = 100$  кг. Длина фала  $L = 1,5$  м. Жесткость  $C = E \cdot A/L$ .  $C = 12\ 000$  Н/м.

точки прикрепления фала до начального положения груза наибольшее значение силы натяжения уменьшается до трех раз ( $F = m \ddot{a}$  при  $x_0 = -L$ ). Падение нагрузки при этом фактически начинается для начальных значений, превосходящих половину длины фала.

2 МОДЕЛЬ (манекен цилиндрической формы, фал жестко прикреплен к поясу). Для этой модели составлены дифференциальные уравнения в форме уравнений Лагранжа II рода [2] для системы с тремя степенями свободы, разрешенные относительно старших производных. Эти уравнения имеют вид:

$$\begin{aligned} m \cdot \ddot{x} &= F \cdot (-3 \cdot \sin \varphi + 2 \cdot \cos \alpha \cdot \sin(\alpha + \varphi)) + m \cdot a^2 R \cdot \cos \alpha, \\ m \cdot \ddot{y} &= F \cdot (-3 \cos \varphi + 2 \sin \alpha \cdot \sin(\alpha + \varphi)) + m \cdot a^2 R \cdot \sin \alpha + mg, \\ m \cdot R \cdot \ddot{\alpha} &= 2 \cdot F \cdot \cos(\varphi + \alpha), \end{aligned} \quad (2)$$

где  $\alpha$  — угол поворота манекена относительно его первоначального положения (рис. 1, б).

Система уравнений (2) также решалась на ПЭВМ для различных начальных условий. Результаты определения пиковых нагрузок в данном случае также приведены в таблице. Установлено, что пиковая на-

грузка слабо зависит от расположения точки прикрепления фала (расхождение составляет не более 2...5 % для различных начальных положений манекена).

3 МОДЕЛЬ (фал частично намотан на манекен). Уравнения модели составлены аналогично модели 2 для расчетной схемы, показанной на рис. 1, в, и имеют вид:

$$\begin{aligned} m \cdot \ddot{x} &= -3F \cdot \sin \varphi + ma^2 R \cdot \cos \varphi, \\ m \ddot{y} &= -3 \cdot F \cdot \cos \varphi - ma^2 \cdot R \cdot \sin \varphi + mg, \\ m \cdot \ddot{R} &= 2 \cdot F. \end{aligned} \quad (3)$$

Решение данных уравнений проводится до полного разматывания фала, после чего возвращаемся к модели 2. Если же происходит ослабление натяжения до нуля, то в течение некоторого дальнейшего времени манекен совершает свободное движение, фал не натянут, уравнения будут иметь вид (1) при  $F = 0$ .

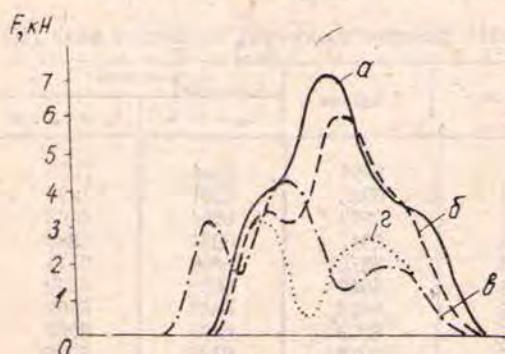


Рис. 2. Графики изменения максимума натяжения частично намотанного на манекен фала (радиус манекена  $R = 0,2$  м):  
 $a - S_{\varnothing} = 0$ ;  $b - S_{\varnothing} = 0,1$  м;  $c - S_{\varnothing} = 0,2$  м;  
 $d - S_{\varnothing} = 0,3$  м

зависит от величины намотки фала, а второго и последующих за ним, наоборот, существенно от нее зависит. При этом второй максимум снижается по мере увеличения дуги намотки фала  $S_{\varnothing}$  и при  $S_{\varnothing} > R$  (радиуса манекена) становится меньше первого (рис. 2). Далее, независимо от  $S_{\varnothing}$ , пиковая нагрузка соответствует первому максимуму натяжения. Расчетное значение натяжения в этом случае в 2 с лишним раза меньше натяжения жестко прикрепленного фала, что почти соответствует предварительному анализу ударных нагрузок, приведенному в начале статьи.

Таким образом, разработанные математические модели позволяют произвести оценку величины пиковой динамической нагрузки и подобрать рациональные конструктивные параметры предохранительного пояса.

Траектория движения центра тяжести человека после того, как фал натягивается, имеет нерегулярный характер, в результате чего возможны удары о близлежащие предметы. Если при этом фал закрепить у человека за спиной, то падение до момента натяжения фала происходит в наиболее удобном для человека положении.

Предварительная намотка фала на пояс уменьшает величину пиковой нагрузки. Величина намотки при этом должна быть больше, чем 0,2—0,25 м, в этом случае пиковая нагрузка, испытываемая человеком, более чем в 2,5 раза меньше аналогичной нагрузки, но без намотки фала. Однако слишком большая величина намотки фала опасна для человека из-за приобретения им после падения большой угловой скорости вращения.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Камке Э. Справочник по обыкновенным дифференциальным уравнениям.— М.: Наука, 1971.— 177 с.
2. Четаев Н. Г. Теоретическая механика.— М.: Наука, 1987.— С. 94, 164.

УДК 539.384.6

*C. A. Ляпцев, N. V. Полухина*

### РЕШЕНИЕ КРАЕВЫХ ЗАДАЧ ТЕОРИИ УПРУГОСТИ ПРИБЛИЖЕННЫМИ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ

При решении задач теории упругости чаще всего приходится решать уравнения в частных производных с заданными краевыми условиями. Вместе с тем практические результаты, получаемые в ходе анализа таких уравнений, как правило, лишь приближенно описывают рассматриваемый процесс. Данное исследование уже на этапе постановки задачи вносит упрощающие предположения, при этом решение задачи сводится к составлению обыкновенных дифференциальных уравнений с помощью общих теорем динамики механической системы. Точность предлагаемых методов целиком зависит от исходных предположений, задающих форму упругой поверхности исследуемой системы при ее равновесии. Один из методов подбора формы упругой поверхности можно сформулировать как принцип суперпозиции, при котором последовательно решаются задачи сопротивления материалов системы балок, на которые разбивается упругая система. Затем производитсястыковка решений так, чтобы удовлетворить всем краевым условиям задачи. Например, прямоугольную пластинку, защемленную с трех сторон и нагруженную равномерно распределенной нагрузкой, возможно представить как суперпозицию балок, защемленных с двух сторон, и консольных балок, перпендикулярных к защемленным. После определения уравнений упругой оси для каждой совокупности балок форму упругой поверхности пластинки можно представить в виде произведения функций, определяющих перемещения во взаимно перпендикулярных плоскостях.

Возможен и иной подход, основанный на использовании уравнения краевого контура. Так, для равномерно нагруженной эллиптической пластинки с полуосами «*a*» и «*b*» уравнение краевого контура представляет собой уравнение эллипса  $x^2/a^2 + y^2/b^2 = 1$ . Форму упругой поверхности пластинки можно представить в виде

$$U(x, y) = a \cdot \left( \frac{x^2}{a^2} + \frac{y^2}{b^2} - 1 \right)^2,$$

очевидно, удовлетворяющем условию защемления по краям. После подбора формы упругой поверхности решение задачи сводится к определению коэффициента *a*, постоянного при решении задач статики или переменного (зависящего от времени) при решении задач динамики. Ниже приведены методы определения коэффициента при решении статических и динамических задач теории упругости.

Считая форму упругой поверхности заданной, покажем, как можно определить величину коэффициента *a*, входящего в выражение перемещения точки упругой пластины с координатами (*x*, *y*):

$$U(x, y) = a \cdot f(x, y), \quad (1)$$

где *f* (*x*, *y*) — известная функция. При решении задач статики, как указывалось выше, *a* = const, для его определения применим принцип

возможных перемещений в обобщенных координатах [1], согласно которому обобщенные силы, соответствующие каждому возможному перемещению, уравновешены. Рассматривая все действующие на пластинку силы, как совокупность потенциальных сил упругой деформации и заданных непотенциальных сил, представим данное условие в виде

$$Q_n + Q_u = 0, \quad (2)$$

где  $Q_n$  — обобщенная потенциальная сила,  $Q_u$  — обобщенная непотенциальная сила. При этом обобщенная потенциальная сила при выбранной обобщенной координате определяется из выражения потенциальной энергии  $\Pi$  в виде частной производной. Обобщенную непотенциальную силу можно найти как коэффициент перед вариацией обобщенной координаты в выражении суммы работ действующих на пластинку сил.

Будем считать обобщенной координатой, определяющей состояние равновесия данной системы, коэффициент  $a$  в уравнении (4). Получим выражение обобщенных сил по данной обобщенной координате. Для этого выпишем вначале выражение потенциальной энергии упругой деформации [4] в прямоугольных декартовых координатах:

$$\Pi(a) = \frac{D}{2} \iint_A \Pi_0(x, y) dx dy, \quad (3)$$

где  $D = \frac{Eh^3}{12(1-v^2)}$ ;

$$\Pi_0(x, y) = \left( \frac{\partial^2 U}{\partial x^2} \right)^2 + \left( \frac{\partial^2 U}{\partial y^2} \right)^2 + 2v \frac{\partial^2 U}{\partial x^2} \frac{\partial^2 U}{\partial y^2} + 2(1-v) \left( \frac{\partial^2 U}{\partial x \partial y} \right)^2,$$

$E$  — модуль упругости,  $h$  — толщина пластинки,  $v$  — коэффициент Пуассона, интеграл вычисляется по площади пластинки  $A$ . Тогда обобщенная потенциальная сила  $Q_n$  определяется равенством

$$Q_n = - \frac{\partial \Pi(a)}{\partial a}. \quad (4)$$

Обобщенная непотенциальная сила определяется по виду заданной нагрузки. Если, например, на пластинку действует сила  $F$ , приложенная в точке с координатами  $(x_0, y_0)$ , то работа на данном возможном перемещении может быть найдена из выражения.

$$\delta A(F) = F \cdot \delta U(x_0, y_0) = F \cdot \delta a \cdot f(x_0, y_0).$$

Таким образом, обобщенная непотенциальная сила, соответствующая сосредоточенной в точке  $(x_0, y_0)$  силе  $F$ , равна

$$Q_u = F \cdot f(x_0, y_0). \quad (5)$$

Для описания движения упругих систем с несколькими степенями свободы применяются, как правило, уравнения Лагранжа второго рода [1]. Покажем, как можно применить эти уравнения для описания движения упругой системы с одной степенью свободы на примере поперечных колебаний упругой пластинки. Для этого представим поперечные деформации точек пластинки с координатами  $(x, y)$  в виде

$$U(x, y, t) = a(t) \cdot f(x, y), \quad (6)$$

где  $a(t)$  — обобщенная координата, зависящая от времени. Уравнение Лагранжа для системы с выбранной одной обобщенной координатой выглядит следующим образом:

$$\frac{d}{dt} \left( \frac{\partial T}{\partial a} \right) - \frac{\partial T}{\partial \dot{a}} = Q_a, \quad (7)$$

где  $T$  — кинетическая энергия пластинки,  $\dot{a}$  — обобщенная скорость (производная по времени от обобщенной координаты  $a$ ),  $Q_a$  — обоб-

щенная сила, соответствующая выбранной обобщенной координате и включающая потенциальные и непотенциальные обобщенные силы. Поскольку упругая пластинка представляет собой систему с распределенной массой, выражение кинетической энергии найдем как интеграл:

$$T = \frac{1}{2} \iint_A \rho \cdot \dot{U}^2 dx dy, \quad (8)$$

где  $\rho$  — плотность материала пластины (масса единицы ее площади).

Рассмотрим некоторые приложения указанной теории.

1. Для определения мощности ударных воздействий пневмоотбойников проводятся экспериментальные исследования, в которых по величине деформаций прямоугольной стальной пластины судят о действующих силах. Пластина при этом крепится по углам шарнирно, а удар пневмоотбойником производится в центр пластины.

При расчетах деформаций платформы камнерезной баровой машины ее можно представить в виде прямоугольной стальной пластины, закрепленной по углам шарнирно, а нагрузку от режущего органа-бара — в виде двух сосредоточенных внеконтренно приложенных сил.

Оба указанных примера относятся к одной и той же задаче определения статических деформаций прямоугольной пластины, закрепленной шарнирно по углам (рис. 1) и нагруженной сосредоточенной силой. Форма упругой поверхности прямоугольной пластины может быть определена выражением

$$U(x, y) = a \cdot [U(x) + U(y)],$$

где  $U(x) = x(A_1x^2 + A_2x + A_3)$ ,  $U(y) = y(B_1y^2 + B_2y + B_3)$ . При этом для данных выражений должны выполняться следующие граничные условия:  $U(x) = 0$  при  $x = 0$ ,  $x = a$  и  $U(y) = 0$  при  $y = 0$ ,  $y = b$ . Полагая, что сосредоточенная сила  $F$  приложена в точке с координатами  $x_0 = \xi$ ,  $y_0 = \eta$ , определим коэффициенты  $A_i$  из указанных граничных условий и, принимая во внимание, что максимальный прогиб пластины наблюдается в точке приложения силы, т. е.  $\partial U(x)/\partial x = 0$  при  $x_0 = \xi$  и  $\partial U(y)/\partial y = 0$  при  $y_0 = \eta$ , получим:

$$A_1 = -a + 2\xi; \quad A_2 = a^2 - 3\xi^2; \quad A_3 = 3a\xi^2 - 2\xi a^2;$$

$$B_1 = -b + 2\eta; \quad B_2 = b^2 - 3\eta^2; \quad B_3 = 3b\eta^2 - 2\eta b^2.$$

Подставив выражение  $U(x, y)$  в интеграл (3), получим выражение потенциальной энергии упругой деформации пластины и, следовательно, выражение для потенциальной обобщенной силы. Непотенциальная обобщенная сила определяется из формулы (5). Далее в соответствии с уравнениями (2) и (4) установим величину коэффициента  $\alpha$  в виде

$$\alpha = \frac{-F \cdot K_2}{D \cdot K_1},$$

где

$$K_1 = 12A_1^2a^3b + 12A_1A_2a^2b + 4A_2^2ab + 12B_1^2ab^3 + 12B_1B_2ab^2 +$$

$$+ 4B_2^2ab + 2\nu(9A_1B_1a^2b^2 + 6A_1B_2a^2b + 6A_2B_1ab^2 + 4A_2B_2ab);$$

$$K_2 = -\xi^4 + 2a\xi^3 - a^2\xi^2 - \eta^4 + 2b\eta^3 - \eta^2b.$$

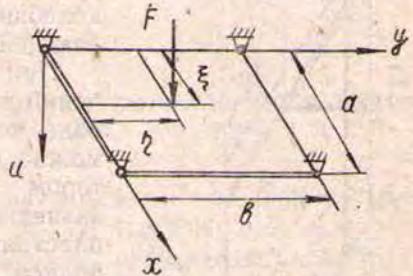


Рис. 1. Расчетная схема прямоугольной пластины, закрепленной по углам шарнирно

Полученные выражения позволили, в частности, определить максимальную деформацию пластины, шарнирно закрепленной по углам, под действием сосредоточенной силы  $F$ , приложенной в ее центре:

$$U_{\max} = \frac{6F(a^2 + b^2)^2(1 - \nu)}{a \cdot b \cdot E \cdot h^3}.$$

2. Вибрационные способы очистки стенок рудничных вагонеток состоят в том, чтобы в наиболее уязвимой точке этой стенки (точке, в которой деформации максимальны) наносить удар с заданной частотой. При этом деформации будут максимальными, если частота собственных колебаний стенки совпадает с частотой вынуждающей вибрации.

При определении частоты собственных колебаний упругой системы с одной степенью свободы рассматриваемый в данной работе метод можно применять как метод Релея [3], при котором достаточно приравнять максимальные значения кинетической и потенциальной энергии пластиинки (в соответствии с законом сохранения полной механической энергии). Форму упругой поверхности пластиинки найдем методом суперпозиции, рассматривая, как указывалось выше, две задачи сопротивления материалов для балки, защемленной по краям, и консольной балки (рис. 2). В результате установим, что изогнутая поверхность пластиинки, защемленной с трех сторон, при колебаниях с точностью до постоянных множителей определяется выражением

$$U(x, y) = a(t)x^2y^2(4x - 3b)(y - 3a)$$

(подробный вывод указанной зависимости можно найти в работе [2]). Полагая  $a(t) = \beta \sin kt$ , где  $\beta$  — амплитуда колебаний,  $k$  — искомая частота, кинетическую энергию пластиинки с учетом

ее симметрии относительно вертикальной оси найдем как удвоенный интеграл, взятый по половине площади пластиинки:

$$T = \int_0^{a/2} \int_0^{b/2} U^2 \rho \cdot h dx dy.$$

После интегрирования и подстановки пределов, с учетом, что  $\max(\sin kt) = 1$ , получим:

$$T_{\max} = \frac{429}{32900} \beta^2 k^2 \rho h a^7 b^7.$$

Потенциальная энергия пластиинки также определяется в виде удвоенного интеграла, взятого по половине ее площади:

$$P = D \int_0^{a/2} \int_0^{b/2} \Pi_0 dx dy,$$

откуда

$$\Pi_{\max} = \frac{3D\beta^2 a^8 b^8}{5} \left[ \frac{528a^4 + 13b^4}{56} + \frac{3a^2 b^2 (4 - 5\nu)}{5} \right].$$

Приравнивая наибольшие значения кинетической и потенциальной энергии, установим величину основной частоты главных колебаний.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бутенин Н. В. Введение в аналитическую механику.— М.: Наука, 1986.— 264 с.
2. Ляпцев С. А., Мамонтов Н. П., Локшин Д. И. Анализ собственных колебаний стенки рудничной вагонетки // Физическое и математическое моделирование горного производства / Свердл. горный ин-т.— Свердловск, 1987.— Деп. в ВИНИТИ 13.05.87 г. № 3457— В —89.— С. 53—67.
3. Пановко Я. Г. Введение в теорию механических колебаний.— М.: Наука, 1980.— 272 с.
4. Тимошенко С. П. Устойчивость стержней, пластин и оболочек.— М.: Наука, 1971.— 803 с.

УДК 669.018.25

*Г. А. Боярских*

## АНАЛИТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИХ ЭЛЕМЕНТОВ БУРОВОГО ТВЕРДОСПЛАВНОГО ИНСТРУМЕНТА

Создание бурового твердосплавного инструмента с заданными эксплуатационными свойствами, наиболее полно отвечающими конкретным горно-техническим условиям применения, представляет сложную научно-техническую проблему. Необходимость адаптировать параметры прочности и износостойкости бурового инструмента к реальным условиям его эксплуатации требует решения ряда конструктивно-технологических задач.

В настоящее время накоплено большое число конструкторских решений в этом направлении, в том числе и автора [2], позволяющих управлять процессом изнашивания породоразрушающих элементов бурового инструмента и таким образом значительно повысить уровень адаптации формы их рабочей поверхности к условиям нагружения и изнашивания инструмента. Однако адаптивные свойства породоразрушающих элементов в условиях изменения их геометрии и состояния поверхностного слоя в значительной степени зависят от устойчивости физико-механических свойств твердого сплава и сохранения его технологической наследственности после изготовления инструмента и в процессе эксплуатации [1, 2].

В настоящих исследованиях показаны возможности моделирования заданной технологической наследственности твердого сплава породоразрушающих вставок.

Основой аналитических исследований принята физическая модель формирования заданного состояния твердого сплава при объемном и поверхностном упрочнении в буровом инструменте, установленная в ранее выполненных работах [4, 5]. Однако эмпирический характер его результатов снижает управляемость технологической наследственностью и адаптивными свойствами материала породоразрушающих элементов.

В качестве критериев оценки изменения технологической наследственности и адаптивных свойств твердого сплава при объемном и поверхностном упрочнении использованы характеристики упруго-пластического состояния структуры сплава и изделия в целом.

Объемное и поверхностное упрочнение породоразрушающих твердосплавных вставок направлено на изменение состояния микроструктурных элементов материала таким образом, чтобы это изменение приводило к повышению его механических характеристик. Последние в значительной мере определяются напряженно-деформированным состоянием структурных составляющих и твердосплавного изделия в целом. Поэтому при выборе метода упрочнения важно знать напряженное со-

стояние внутри и на поверхности твердосплавной вставки, предназначенной для оснащения породоразрушающего инструмента.

В настоящей работе для получения картины распределения напряжения и деформаций в структуре материала в исходном состоянии выполнено численное моделирование на ЭВМ процесса нагрева твердого сплава при упрочнении.

Математическая модель состояния двухфазных сплавов строится на численном решении нелинейных уравнений теплопроводности и термоупругопластичности методом конечных элементов. При этом учитывается известная из литературы зависимость физико-механических свойств материалов составляющих фаз от температуры (см. таблицу).

Система разрешающих уравнений имеет вид:

$$\left. \begin{aligned} c\rho \frac{\partial T}{\partial t} &= \frac{\partial}{\partial x_i} \left( \lambda \frac{\partial T}{\partial x_i} \right) + QbV; \\ T &= T_0 \text{ в } V; \quad T = g \text{ на } S_g; \\ \lambda \frac{\partial T}{\partial x_i} n_i + q &= 0 \text{ на } S_g; \\ \lambda \frac{\partial T}{\partial x_i} n_j + h(T - \theta) &= 0 \text{ на } S_{h\theta}, \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

$$\left. \begin{aligned} d\varepsilon_{ij} &= \frac{1}{2} \left[ \frac{\partial}{\partial x_j} (dU_i) - \frac{\partial}{\partial x_i} (dU_j) \right] \text{ в } V; \\ d\varepsilon_{ij} &= d\varepsilon_{ij}^e + d\varepsilon_{ij}^T + d\varepsilon_{ij}^P = \frac{1}{E^2} [(1 + v) d\sigma_{ij} - v \delta_{ij} \sigma_{kk}] - \\ &- \frac{1}{E^2} [(1 + v) \sigma_{ij} - v \delta_{ij} \sigma_{kk}] \frac{\partial E}{\partial T} + \frac{1}{E} (\sigma_{ij} - \delta_{ij} \sigma_{kk}) \times \\ &\times \frac{\partial v}{\partial T} dT + adT + T \frac{\partial T}{\partial t} dT + \\ &+ \frac{3S_{ij}}{2\sigma_i} \left( \frac{1}{E'} - \frac{1}{E} \right) \left( d\sigma_i - \frac{\partial \sigma_T}{\partial T} dT \right) \text{ в } V; \\ \text{при } \sigma_i &= \sigma_T \text{ и } d\sigma_i - \frac{\partial \sigma_T}{\partial T} dT > 0; \\ \text{при } \sigma_i &< \sigma_T \text{ или } \sigma_i = \sigma_T \text{ и } d\sigma_i - \frac{\partial \sigma_T}{\partial T} dT \leqslant 0, \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \sigma_{ij}}{\partial x_j} + O_i &= 0; \\ U_i &= U_{oi} \text{ в } V; \quad \varepsilon_{ij} = \varepsilon_{oij} \text{ в } V; \quad \sigma_{ij} = \sigma_{oij} \text{ в } V; \\ U_i &= f_i \text{ на } S_f; \quad \sigma_{ij} n_j = P_i \text{ на } S_P. \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

В этих формулах  $V$  — объем тела;  $S$  — граничная поверхность;  $t$  — время;  $x_i$  — прямоугольные декартовые координаты;  $T$  — температура;  $T_0$  — начальная температура;  $\rho$  — плотность;  $c$  — теплоемкость;  $\lambda$  — коэффициент теплопроводности;  $Q$  — объемный источник тепла;  $g$  — заданная температура;  $q$  — заданный тепловой поток;  $n$  — коэффициент теплоотдачи;  $\theta$  — температура внешней среды;  $n_i$  — направляющие косинусы к поверхности;  $dU_i$  — компоненты вектора приращения перемещения;  $d\varepsilon_{ij}$  — компоненты тензора приращения деформации;  $d\sigma_{ij}$  — компоненты тензора приращения напряжения;  $\sigma_{oij}$  — начальные напря-

жения;  $U_{oi}$  — начальные перемещения;  $\varepsilon_{oij}$  — начальные деформации;  $U_i$  — компоненты вектора полного перемещения;  $\varepsilon_{ij}$  — компоненты тензора полной деформации;  $d\varepsilon_{jj}^e$ ,  $d\varepsilon_{ij}^T$ ,  $d\varepsilon_{ij}^P$  — компоненты тензоров приращения деформаций соответственно упругой, температурной и пластической;  $\sigma_{ij}$  — компоненты тензора полного напряжения;  $S_{ij}$  — компоненты девиатора напряжений;  $\sigma_i$ ,  $d\sigma_i$  — интенсивность напряжений и ее приращение;  $O_i$  — компоненты объемной силы;  $f_i$  — компоненты заданного перемещения;  $P_i$  — компоненты поверхностной силы;  $E$  — модуль Юнга;  $v$  — коэффициент Пуассона;  $a$  — коэффициент линейного теплового расширения;  $E'$  — модуль упрочнения;  $\sigma_T$  — предел текучести материала при определенных значениях температуры и интенсивности накопленной термоупругопластической деформации;  $\delta_{ij}$  — символы Кронекера.

Предполагалось, что  $\rho = \rho(x_i, T)$ ;  $C = C(x_i, T)$ ;  $\lambda = \lambda(x_i, T)$ ;  $Q = Q \times \chi(x_i, T, t)$ ;  $g = g(x_i, t)$ ;  $q = q(x_i, T, t)$ ;  $h = h(x_i, T, t)$ ;  $\Theta = \Theta(x_i, t)$ ;  $E = E(x_i, T)$ ;  $v = v(x_i, T)$ ;  $a = a(x_i, T)$ ;  $E' = E'(x_i, T)$ ;  $\sigma_T = \sigma_T(x_i, T, t)$ ,  $\varepsilon_i^P$ ;  $O_i = O_i(x_i, t)$ ;  $f_i = f_i(x_i, t)$ ;  $P_i = P_i(x_i, t)$ .

Для создания сетки конечных элементов в дискретизируемой области материала используется управляющая программа AC9STR, которая вызывает программу AC9M2S, задающую координаты узлов конечных элементов по входным параметрам структуры:

- 1 —  $V_{WC}$  — объемное содержание кобальта в сплаве;
- 2 —  $d_{WC}$  — средний размер зерна карбида вольфрама;
- 3 —  $\Sigma S_{WC}$  — удельная межзеренная поверхность;
- 4 —  $\Sigma S_{WG-C}$  — удельная межфазная поверхность.

Кроме того, программа AC9STR вызывает подпрограмму AC9MTM, которая задает свойства материала по элементам с учетом вышенназванных параметров структуры, а также подпрограммы AC4MVI, AC4MV2, AC4SEN, необходимые для вывода сетки на бумагу.

Для решения задач термоупругопластичности для данного участка материала ( $40 \times 80$  мкм) используется управляющая подпрограмма AC9IRPK.

Автоматическое разбиение расчетной области на треугольные конечные элементы осуществляется согласно параметрам  $V_{WC}$ ,  $d_{WC}$ ,  $\Sigma S_{WC-C}$  и  $\Sigma S_{WC-WC}$ . При этом размеры и форма элементов зависят от задаваемых. Структура твердого сплава выводится на печать в виде сетки конечных элементов с обозначением соответствующих типов материала (WC, Co, WC-WC, WC-Co). В процессе решения задачи задавали условия охлаждения сплава от 1073 К до комнатной. Такой диапазон температуры обусловлен тем, что выше 1073 К в материале никаких напряжений нет.

Разработанный пакет прикладных программ позволяет рассчитывать поля температур, перемещений, деформаций и напряжений на протяжении всего процесса охлаждения твердого сплава от 1073 К до 0 дискретно через каждые 100 или 50 К. В процессе работы исследовали напряжения в образце сплава с  $V_{WC} = 30\%$ . Размер поля наблюдения был принят равным  $80 \times 40$  мкм. Зерна WC представляли фигурами прямоугольной формы размером 2 мкм.

На рис. 1, а, б приведены фрагменты структуры с распределением значений интенсивности напряжений  $\sigma_i$  для температуры нагрева 1050 и 500 К соответственно. Хорошо видно, что при температуре 1050 К интенсивность напряжений близка к нулю. С понижением температуры в структуре сплава создаются значительные остаточные напряжения.

Наименьший уровень значений интенсивности напряжений наблюдается в основном в центральной части зерен карбида вольфрама. Это говорит о том, что зерна карбида находятся в условиях всестороннего сжатия. Наибольшие значения интенсивности напряжений наблюда-

**Изменение свойств фазовых составляющих в зависимости от температуры**

Фаза	$T \cdot K$	Модуль упругости $E \cdot 10^{-4}$ , МПа	Коэффициент Пуас- сона, $\mu$	Коэффициент линей- ного расширения $\alpha \cdot 10^6$ , К <sup>-1</sup>	Предел текучести при сжатии $\sigma_T \cdot 10^{-8}$ , МПа		Деформация $\varepsilon$ , %	Предел прочности при сжатии $\sigma_B \cdot 10^{-8}$ , МПа
					Предел текучести при сжатии $\sigma_T \cdot 10^{-8}$ , МПа	Деформация $\varepsilon$ , %		
WC	293	7,22	0,2	4,4	2,40	0,015	2,46	
	573	6,95	0,2	4,4	1,92	0,15	2,00	
	873	6,8	0,2	4,4	1,35	0,3	1,45	
	1073	6,6	0,2	4,4	0,99	0,4	1,10	
Co + 6% WC	293	2,15	0,32	12,9	0,35*	25	0,87*	
	573	2,05	0,32	13,2	0,33	30	0,83	
	873	1,95	0,325	13,6	0,26	40	0,75	
	173	1,85	0,33	13,8	0,21	55	0,69	

Примечание. Для Co —  $\sigma_T$ ,  $\varepsilon$ ,  $\sigma_B$  — предел текучести, деформация, предел прочности при растяжении.

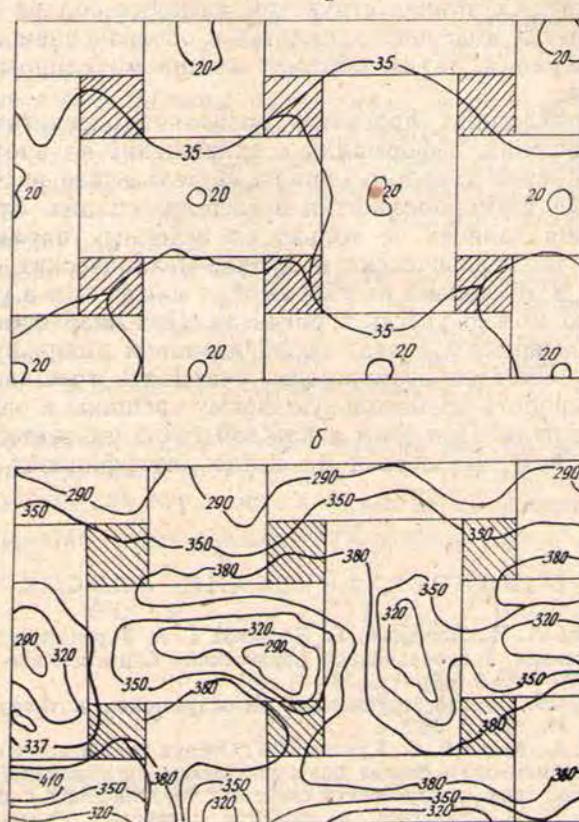
ются на межзеренных границах. Учитывая, что такое распределение значений интенсивности напряжений говорит о присутствии сдвиговых деформаций, становится понятным известный факт о том, что при нагружении деформация начинается с разрушения межзеренных границ [6].

Результаты анализа распечаток напряженного состояния сплава после нагрева показывают, что уровень остаточных термонапряжений составил в среднем +450 МПа в кобальтовой связке и — 1050 МПа в зернах WC. Максимальные значения накопленной интенсивности пластической деформации наблюдаются в местах тонких прослоек между отдельными зернами WC. Связка, пластиически деформируясь, обжимает зерна WC. При этом материал связки далек от разрушения. Напряженное состояние вокруг зерен и самих зерен неоднородное. Всестороннее гидростатическое сжатие в зерне и всестороннее гидростатическое растяжение в связке наблюдается лишь в незначительных местах. В основном объеме фаз преобладают сдвиговые напряжения и деформации. Максимальные значения интенсивности напряжений и наибольшие сдвиговые деформации наблюдаются в местах тонких прослоек между отдельными зернами WC.

Неоднородность напряженно-деформированного состояния характерна тем, что можно выделить блоки зерен, в центре которых напряженное состояние фазы WC приближается к равномерному всестороннему сжатию. Эти блоки сходны между собой более регулярной структурой и тонкими равномерными кобальтовыми прослойками. Отличный характер напряженного состояния имеет место на границе указанных блоков, где резко возрастают касательные напряжения. Блоки сдвигаются относительно друг друга, что приводит, в первую очередь, к разрушению части границ.

Можно полагать, что применение поверхностного наклепа приводит к повышению равномерности распре-

деления напряжений в поверхностном слое, тем самым снижает уровень разрушения межзеренных и межфазных границ, повышая механические характеристики твердого сплава.



Распределение значений интенсивности напряжений в сплаве (фрагмент структуры):

*a* — при температуре 1050 К; *б* — при температуре 500 К  
(заштрихованы кобальтовая фаза)

## Выводы

1. Разработана математическая модель состояния вольфрамо-кобальтовых твердых сплавов при нагреве, основанная на численном решении нелинейных уравнений теплопроводности и термоупругопластичности методом конечных элементов, в которых учитываются зависимости теплофизических и физико-механических свойств материалов фаз от температуры.

2. На основе математической модели создан пакет прикладных программ, позволяющий определить остаточное напряженно-деформированное состояние в упрочняемом твердом сплаве исходя из теплофизических и физико-механических свойств материалов фаз, а также металлографические параметры.

В качестве определяющих параметров структуры приняты:  $V_{V_{Co}}$  (объемная доля в твердом сплаве фазы Co),  $d_{WC}$  (средний размер зерна WC),  $\Sigma Sw_{C-Co}$  (удельная поверхность контакта WC и Co). Согласно этим параметрам осуществляется автоматическое разбиение расчетной области на треугольные конечные элементы. При этом раз-

меры и форма элементов зависят от задаваемых структурных параметров. Каждый конечный элемент характеризуется типом материала, которым может быть WC, Co, WC—WC, WC—Co. Исходя из этого, можно выделить блоки элементов, полностью удовлетворяющие требуемой структуре. Состояние структуры твердого сплава выводится на печать в виде сетки конечных элементов с обозначением соответствующих типов материала, таким образом можно моделировать состояние твердого сплава.

3. Пакет прикладных программ позволяет рассчитать поля температур, перемещений, деформаций и напряжений на протяжении всего процесса охлаждения твердого сплава. В результате расчетов определены остаточные термонапряження в твердом сплаве. Эти остаточные термонапряження зависят не только от исходных параметров структуры, а также теплофизических и физико-механических свойств материалов фаз, но и от степени растворимости вольфрама и углерода в кобальте, которую можно учесть в расчетах. При необходимости результаты расчетов выводятся в виде полей изолиний анализируемых функций на печать. Имеется возможность учитывать трещинообразование, а также моделировать произвольную форму трещины и определять траекторию ее развития. При этом в каждой точке расчетной области может вычисляться и выводиться на печать коэффициент запаса прочности.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Александрова Л. Н., Лошак М. Г., Боярских Г. А. Упрочнение твердых сплавов алмазным шлифованием и вибрационной обработкой // Синтетические алмазы.—Киев: Наукова думка, 1976.—№ 6 (48) — С. 38—41.
2. А. с. № 327326. Породоразрушающая цилиндрическая вставка / Боярских Г. А. и др.—Опубл. в Б. И., 1972 г., № 5.
3. Боярских Г. А., Балин В. С., Кукин Л. Г. Оценка устойчивости состояния упрочненного металлокерамического сплава при циклическом нагружении // Тез. науч. сообщений VI Всесоюзной конф. по строению и свойствам металлических и шлаковых сплавов. 17—19 сент. Ч. 3. Структура и свойства шлаковых сплавов.—Свердловск: УНЦ АН СССР, 1986.—С. 95—97.
4. Боярских Г. А., Чувилдин А. М. Влияние различных схем вибрационной обработки на прочностные и эксплуатационные характеристики ударного бурового инструмента // Пути совершенствования производства твердосплавного и алмазного бурового инструмента и расширение областей его применения: Тез. докл. Всесоюз. конф.—Самарканд, 1979.—С. 194—195.
5. Лошак М. Г., Александрова Л. И. Формирование заданных свойств породоразрушающих элементов инструмента // Композиционные материалы в породоразрушающих инструментах: Тез. докл. I Всесоюзной науч.-техн. конф. 22—24 сент. 1987 г.—Свердловск, 1987.—С. 22—24.
6. Лошак М. Г. Прочность и долговечность твердых сплавов.—М., 1984.—328 с.

УДК 621.01 : 539.1

С. А. Казак

#### ВЫЧИСЛИТЕЛЬНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ УСТАЛОСТНОЙ ДОЛГОВЕЧНОСТИ ДЕТАЛЕЙ ПОДЪЕМНО-ТРАНСПОРТНЫХ И ГОРНЫХ МАШИН ПРИ НЕРЕГУЛЯРНОМ НАГРУЖЕНИИ

Компактная сводка соответствующих расчетных формул по определению усталостной долговечности деталей в условиях нерегулярных нагрузений приведена в [2]. При известных законах распределения внешней нагрузки вычисления сводятся к определению табулированных интегралов вероятностей  $\chi$ -квадрат [1, 4].

Использование известных таблиц имеет ряд специфических особенностей, которые следует учитывать на практике. Очень часто приходится определять искомые функции по дробным входным данным, отсутствующим в таблицах. В этих распространенных случаях линейную интерполяцию применять нельзя и требуется нелинейная интерполяция по двум аргументам, для чего приходится выполнять громоздкие вычисления [1, 4].

Упомянутые выше таблицы пятизначные, и поэтому они ограничиваются такими входными аргументами, которые значительно меньше встречающихся на практике. Другими словами, значения функций равны нулю и вычисление осуществить не представляется возможным. Так, например,  $P(32; 4) = 1,9130971 \cdot 10^{-6}$ , а в таблицах этой величины нет (другими словами, она равна нулю).

Когда входные величины таблиц достаточно велики, использование табличных значений может привнести в расчет большие погрешности. Например:  $P(29; 4) = 4,8944354 \cdot 10^{-6}$ , табличное значение — 0,00001;  $P(134; 10) = 6,5189341 \cdot 10^{-6}$ , табличное значение 0,00001. В таких случаях приходится использовать гамма-функции [3, 5], применяя для расчетов ЭВМ.

Необходимо также отметить, что опубликованные формулы, содержащие интеграл вероятности  $\chi$ -квадрат  $P(x, n)$ , отличаются структурной избыточностью, так как в них в качестве множителей фактически присутствуют полная гамма-функция  $\Gamma\left(\frac{n}{2}\right)$ . Если учесть, что

$$P(x; n) = \left[ \Gamma\left(\frac{n}{2}\right) \right]^{-1} \Gamma\left(\frac{n}{2}; \frac{x}{2}\right),$$

то

$$P(x, n) \Gamma\left(\frac{n}{2}\right) = \Gamma\left(\frac{n}{2}, \frac{x}{2}\right),$$

где  $\Gamma\left(\frac{n}{2}, \frac{x}{2}\right)$  — неполная гамма-функция:

$$\Gamma\left(\frac{n}{2}; \frac{x}{2}\right) = 2^{-\frac{n}{2}} \int_x^{\infty} y^{\frac{n}{2}-1} e^{-\frac{y}{2}} dy.$$

Устранив избыточную структуру опубликованных формул на базе приведенных выше выражений, можно этим формулам придать более простую и удобную для вычислений форму.

Отметим, что в случае численного интегрирования соответствующих формул необходимо исследовать вопрос о числе разбиений интервала интегрирования и требуемой точности вычислений. Для подобных расчетов вполне приемлемы ПМК (программируемые микрокалькуляторы) — с их помощью могут выполняться почти все требуемые на практике вычисления.

При расчетах усталостной долговечности интегральные выражения с ограниченными пределами часто вычисляют с помощью замены переменной в подынтегральном выражении. При этом изменяются дифференциал и пределы интегрирования и учитывается, что такое преобразование не влияет на величину интеграла. Следует только заметить, что если применяется программа интегрирования без переменности шага интегрирования, то рекомендуется такая замена переменной, при которой интервал интегрирования (разница между пределами) получается наименьшим — это в несколько раз сокращает машинное время и обеспечивает наиболее высокую точность вычислений.

# БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Большев А. Н., Смирнов Н. В. Таблицы математической статистики.— М.: Наука, 1983.— 416.
2. Вибрации в технике: Справочник. В 6-ти т./ Ред. В. Н. Челомей.— М.: Машиностроение, 1980. Т. 3. Колебания машин, конструкций и их элементов / Под ред. Ф. М. Диментберга и К. С. Колесникова.— М., 1980.— 544 с.
3. Дьяконов В. П. Справочник по алгоритмам и программам на языке Бейсик для персональных ЭВМ.— М.: Наука, 1987.— 240 с.
4. Слуцкий Е. Е. Таблицы для вычисления неполной Г-функции и функции вероятностей  $x^2$ .— М.— Л.: Изд-во АН СССР, 1950.— 72 с.
5. Цимминг Ш. Е. Специальные функции и определенные интегралы. Алгоритмы. Программы для микрокалькуляторов: Справочник.— М.: Радио и связь, 1988.— 272 с.

*Светлой памяти  
Серафима Александровича Панкратова  
посвящается*

УДК 621.867.2 : 622

*Г. Г. Кожушко*

## К ИССЛЕДОВАНИЮ ВЫНУЖДЕННЫХ ПОПЕРЕЧНЫХ КОЛЕБАНИЙ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ В НЕЛИНЕЙНОЙ ПОСТАНОВКЕ

Уравнение поперечных колебаний конвейерной ленты без учета дисциплины энергии:

$$\frac{\partial^2 w}{\partial t^2} = \alpha \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} - \beta \frac{\partial^4 w}{\partial x^4} + g, \quad (1)$$

$(0 \leq x \leq l; 0 \leq t < \infty)$

где  $\alpha = \frac{Sg}{q}$ ;  $\beta = \frac{D_x g}{q}$ ;  $w(x, t)$  — прогиб ленты в сечении  $x$ ;  $S$ ,  $D_x$  — напряжение ленты и ее изгибная жесткость соответственно;  $q(x, t)$  — линейная нагрузка на ленту от собственного веса и веса транспортируемого груза (в дальнейшем рассматривается  $q(x, t) = q = \text{const}$ );  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ ;  $t$  — время.

Границные условия представим в виде кинематического возмущения концов ленты на опорных роликах вследствие их несбалансированности (рис. 1):

$$w(0, t) = \delta e^{\omega t}; \quad w(l, t) = \delta e^{\omega t}, \quad (2)$$

где  $\omega$ ,  $\delta$  — частота и амплитуда колебаний на левом и правом концах ленты соответственно.

Будем полагать также

$$\frac{\partial w(0, t)}{\partial x} = \frac{\partial w(l, t)}{\partial x} = 0. \quad (3)$$

В начальный момент времени

$$w(x, 0) = w_0(x); \quad \frac{\partial w(x, 0)}{\partial t} = 0. \quad (4)$$

Решение (1) запишем в виде

$$w(x, t) = w(x) + \frac{l-x}{l} \delta e^{i\omega t} + \frac{x}{l} \delta e^{i\omega t} + y(x, t), \quad (5)$$

где  $w(x)$  — стационарная форма прогиба ленты;  $y(x)$  — новая неизвестная функция, удовлетворяющая краевой задаче,

$$\frac{\partial^2 y}{\partial t^2} = \alpha \frac{\partial^2 y}{\partial x^2} - \beta \frac{\partial^4 y}{\partial x^4} + f(x, t). \quad (6)$$

В отличие от предшествующих исследований [2], в которых предполагалось постоянство растягивающих усилий в ленте при ее малых поперечных колебаниях, учет изменения натяжения ленты во времени в функции ее прогиба рассмотрен для частного случая, когда уравнение (6) преобразуется к виду

$$\frac{\partial^2 y}{\partial t^2} = (\alpha + ay) \frac{\partial^2 y}{\partial x^2} - \beta \frac{\partial^4 y}{\partial x^4} + f(x, t). \quad (7)$$

Введем новую искомую функцию  $\zeta = \alpha + ay$  и перепишем (7) в виде

$$\frac{\partial^2 \zeta}{\partial t^2} = \zeta \cdot \frac{\partial^2 \zeta}{\partial x^2} - \beta \frac{\partial^4 \zeta}{\partial x^4} + af(x, t). \quad (8)$$

Решение (8) будем искать в виде

$$\zeta(x, t) = p(t) \cdot \varphi_1(x), \quad (9)$$

где  $\varphi_1(x)$  — первая мода колебаний, которая находится из решения краевой задачи.

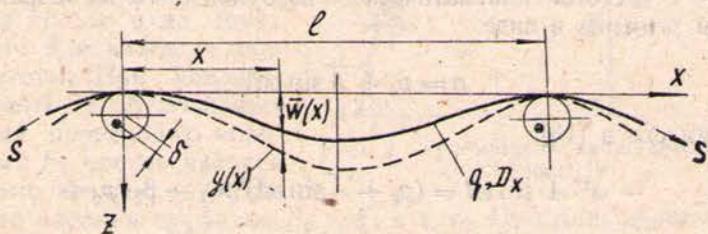


Рис. 1. Расчетная схема

Подставляя (9) в (8), получим:

$$\frac{\partial^2 p}{\partial t^2} \cdot \varphi_1 = p \varphi_1 p \cdot \frac{\partial^2 \varphi_1}{\partial x^2} - \beta p \frac{\partial^4 \varphi_1}{\partial x^4} + af(xt). \quad (10)$$

Умножим (10) на  $\varphi_1$  и проинтегрируем полученное выражение по  $x$  в пределах пролета:

$$\frac{\partial^2 p}{\partial t^2} \int_0^l \varphi_1^2 dx = p^2 \int_0^l \varphi_1^2 \frac{\partial^2 \varphi_1}{\partial x^2} dx - \beta p \int_0^l \varphi_1 \frac{\partial^4 \varphi_1}{\partial x^4} dx + af(xt) \int_0^l \varphi_1 dx. \quad (11)$$

Рассмотрим спектральную задачу, т. е. задачу на собственные формы и собственные значения колебаний:

$$\frac{\partial^4 \varphi_1}{\partial x^4} = \lambda_1^4 \varphi_1, \quad (0 < x < l);$$

при

$$\varphi_1(0) = \varphi_1(l) = 0; \quad \frac{\partial \varphi_1(0)}{\partial x} = \frac{\partial \varphi_1(l)}{\partial x} = 0. \quad (12)$$

Задача (12) разрешима для счетного набора чисел, каждое из которых является положительным корнем уравнения

$$\operatorname{sh}(\lambda_j l) \cdot \cos(\lambda_j l) = 1, \quad (13)$$

откуда находим  $\lambda_1 = 4,73/l$ .

Собственным формам присущи следующие свойства:

$$\int_0^l (\varphi_1^2(x) dx = 1, \quad (14)$$

а также

$$\int_0^l \varphi_1^2(x) \frac{\partial^2 \varphi_1(x)}{\partial x^2} dx = \kappa_{11} < 0. \quad (15)$$

После подстановки (14) и (15) в (11) приходим к задаче Коши:

$$\frac{\partial^2 p}{\partial t^2} = p^2 \kappa_{11} - \beta \lambda_1^4 p + af(x, t) \int_0^l \varphi_1 dx, \quad (16)$$

где  $f(x, t) = \delta \omega^2 \sin \omega t$ .

Предположим, что движение  $y(t)$  имеет синусоидальный характер и происходит с частотой кинематического возбуждения  $\omega$  на опорах. Поэтому представим решение в виде

$$p = p_0 + \bar{A} \sin \omega t. \quad (17)$$

и подставим его в (16):

$$-\omega^2 \cdot \bar{A} \sin \omega t = (p_0 + \bar{A} \sin \omega t)^2 \kappa_{11} - \beta_1 (p_0 + \bar{A} \sin \omega t) + a_1 \delta \cdot \omega^2 \left( \int_0^l \varphi_1(x) dx \right) \sin \omega t, \quad (18)$$

$$\text{где } p_0 = \frac{a}{\varphi_1(l/2)}, \quad \beta_1 = \beta \cdot \lambda_1^4.$$

Наибольшие (амплитудные) значения перемещения ленты при колебаниях соответствуют  $\sin \omega t = 1$ . Тогда (18) перепишем в виде

$$\tilde{\kappa}_{11} \cdot B^2 + \beta_1 B = (M - p_0 + B) \omega^2, \quad (19)$$

где принятые обозначения:

$$B = p_0 + \bar{A}; \quad \tilde{\kappa}_{11} = \kappa_{11}; \quad M = a \delta \int_0^l \varphi_1(x) dx.$$

Следуя [1], представим графическое решение (19) (рис. 2). Ось абсцисс соответствует параметру  $B$ , имеющему размерность квадрата скорости ( $m^2/c^2$ ). По оси ординат отложены значения функций:

$$F_1 = \tilde{\kappa}_{11} B^2 + \beta_1 B \text{ и } F_2 = (M - p_0 + B) \omega^2,$$

представляющих левую и правую части (19).

После изображения графика функции  $F_1$  для  $B \geq 0$  отражаем его симметрично относительно начала координат. Графики функции  $F_2$  являются прямыми линиями для фиксированных значений  $\omega$  ( $0 \leq \omega < \infty$ ), причем все они пересекают ось абсцисс в одной точке  $B = P_0 - M$ .

Точки пересечения графиков функций  $F_1$  и  $F_2$  соответствуют мгно-

венному равновесию системы в конце размаха, а по значениям их абсцисс можно найти амплитудные значения перемещения ленты при колебаниях. Значениям прогибов ленты в середине пролета соответствует коэффициент формы первой моды  $\varphi_1(l/2)$ .

Используя термин «коэффициент усиления», запишем:

$$(A/\delta)_1 = \frac{b(\omega) \cdot \varphi_1(l/2)}{\alpha \delta}. \quad (20)$$

Зависимости рис. 2 соответствуют параметрам пролета нижней ветви ленты  $l=3,0$  м,  $q=2$  Н/м,  $S=0,1$  кН,  $D_x=1,2$  Н·м<sup>2</sup>.

Отметим, что в области малых частот для функции  $F_1$  и  $F_2$  имеется только одна точка пересечения для каждого значения частоты. При увеличении частоты возбуждающих воздействий происходит поворот прямых  $F_2$  против часовой стрелки относительно точки  $O_1$

до момента касания графиков  $F_2$  и  $F_1$  в т.  $c_2$ . При дальнейшем увеличении частоты уравнение (19) имеет три корня, т. е. три точки пересечения

(например, для частоты  $\omega=60$  1/с это точки  $b_3, d_3, c_3$ ). В предельном случае при  $\omega \rightarrow \infty$  график  $F_2$  приближается к вертикали.

По значениям абсцисс точек пересечения функций  $F_1$  и  $F_2$  находим зависимость  $B(\omega)$ , а затем с использованием (20) — интересующую нас амплитудно-частотную характеристику, приведенную на рис. 3. При этом одноименные точки на рис. 3 и 2 соответствуют друг другу.

Отметив наглядность графического определения амплитудных значений колебаний, приведем также приближенное выражение замкнутого вида, вытекающее из непосредственного решения (19).

Воспользуемся тем, что влияние второго слагаемого функции

Рис. 3. Резонансная диаграмма (АЧХ) в случае переменности натяжения конвейерной ленты при вынужденных поперечных колебаниях:  
1 — линейная, 2 — нелинейная

весьма несущественно, т. е. приближенное решение правомерно получить из уравнения

$$\tilde{x}_{11} \cdot B^2 - \omega^2 B + \omega^2 (p_0 - M) = 0 \quad (21)$$

в виде

$$B = \frac{\omega^2}{2\tilde{x}_{11}} \left[ 1 \pm \sqrt{1 - \frac{4\tilde{x}_{11}}{\omega^2} (p_0 - M)} \right], \quad (22)$$

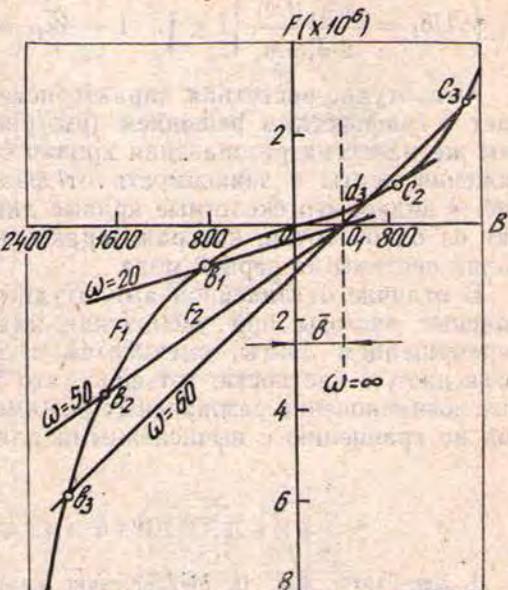


Рис. 2. Графическое представление уравнения (19)

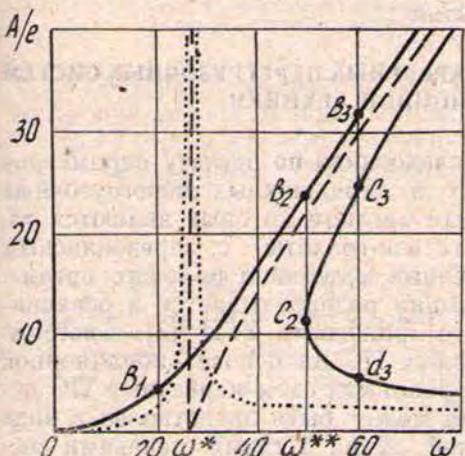


Рис. 3. Резонансная диаграмма (АЧХ) в случае переменности натяжения конвейерной ленты при вынужденных поперечных колебаниях:  
1 — линейная, 2 — нелинейная

и далее с использованием (20):

$$\left( A/\delta_1 = \frac{\omega^2 \varphi_1(l/2)}{2\tilde{x}_{11}a.\delta} \left\{ 1 \pm \sqrt{1 - 4\tilde{x}_{11}\omega^{-2} \left[ \frac{a}{\varphi_1(l/2)} - a\delta \int_0^l \varphi_1(x) dx \right]} \right\} \right). \quad (23)$$

Амплитудно-частотная характеристика, построенная по (23), совпадает с графическим решением (см. рис. 3). Для сравнения и анализа там же нанесена резонансная кривая системы без учета изменения напряжения ленты в зависимости от фазы колебательного процесса. Из рис. 3 видно, что скелетные кривые линейной и нелинейной АЧХ выходят из одной точки, которая характеризует частоту собственных колебаний системы на первой моде.

В отличие от линейной амплитудно-частотной характеристики резонансные частоты при увеличении напряжения, обусловленного вибровременем ленты, смещаются в область больших значений. Это объясняет, в частности, тот факт, что в реальных условиях эксплуатации возникновение резонансных режимов возможно при больших частотах по сравнению с вычисленными для линейной системы значениями.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ден-Гартог Дж. П. Механические колебания.—М.: Физматгиз, 1960.—580 с.
2. Панкратов С. А. Динамика машин для открытых горных и земляных работ.—М.: Машиностроение, 1967.—447 с.

УДК 622.612.621.867.52.622.232

*A. B. Юдин*

#### К РАСЧЕТУ ПАРАМЕТРОВ КОЛЕБАНИЙ КАРЬЕРНЫХ ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ СИСТЕМ НА ОСНОВЕ ВИБРАЦИОННОЙ ТЕХНИКИ

В статье изложены результаты исследований по расчету параметров колебаний стационарных переносных и передвижных перегрузочных систем (ПС), главным исполнительным органом которых являются тяжелые вибрационные питатели (питатели-грюхоты) с зарезонансным режимом работы, имеющие направленные колебания рабочего органа. Ряд специальных карьерных вибромашин разрабатывается и осваивается на кафедре горнопромышленного транспорта УГИ [3]. Систематизация технических решений карьерных ПС на основе вибрационной техники приведена на рис. 1. Анализ реальных схем карьерных ПС показал, что весь диапазон конструкций может быть представлен в виде нескольких расчетных моделей с одной, двумя и тремя степенями свободы (рис. 2).

Принятые условные обозначения:

$M$  — масса рабочего органа вибромашины (РОВ);

$P_0(t) = m_0 r \omega^2 \cos \omega t$  — гармонические воздействия вибраторов;

$m_0 r$  — статический момент вибраторов;

$\omega$  — круговая частота вынужденных колебаний;

$y_i, \dot{y}_i, \ddot{y}_i$  — перемещение, скорость и ускорение РОВ и соответствующей колеблющейся массы от положения равновесия;

$c_i, n_i, k_i$  — коэффициенты жесткости, затухания и демпфирования колебаний соответствующей упругой системы;

$\rho_i$  — круговая частота собственных колебаний соответствующей колеблющейся массы;

$U_i$  — усилие, передаваемое соответствующему основанию через упругие опоры;

$K_d$  — коэффициент динамичности;

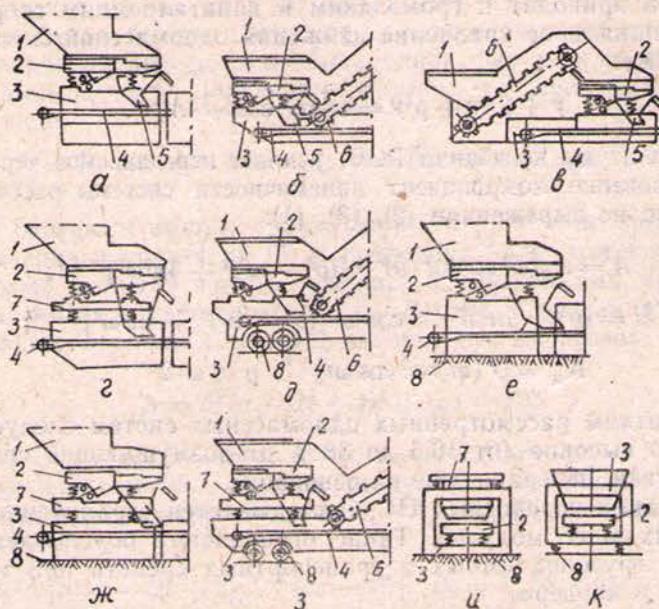


Рис. 1. Принципиальные схемы карьерных ПС на основе вибрационной техники:

а, б, в — одномассные колебательные системы; г — к — двух- и трехмассные колебательные системы;  
1 — бункер; 2 — вибрационный питатель-грохот; 3 — основание (шасси); 4 — ленточный конвейер; 5 — воронка; 6 — крутонаклонный питатель; 7 — промежуточная рама; 8 — упругое основание и податливые элементы

$m_i$  — масса соответствующего опорного модуля, промежуточной рамы или дополнительной массы;

$K_i$  — сила неупругих сопротивлений грунта;

$\delta$  — коэффициент отстройки системы.

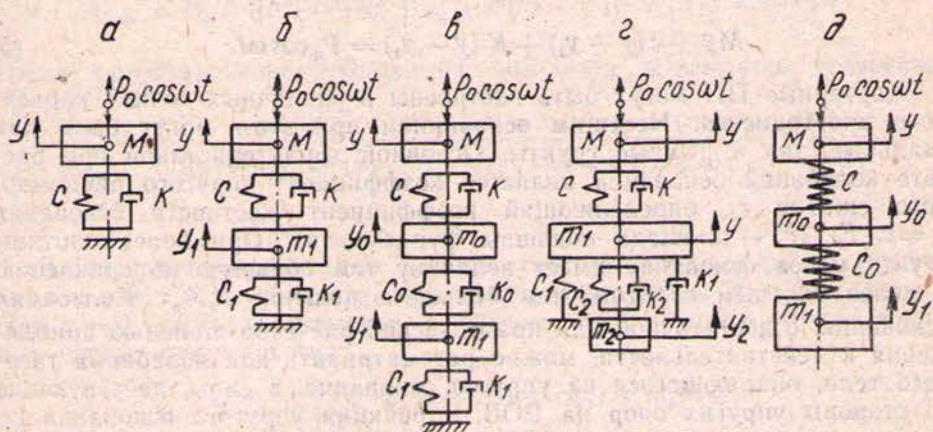


Рис. 2. Динамические расчетные схемы ПС:  
а — с одной; б — с двумя; в, г, жк — с тремя степенями свободы

При проектировании стационарных ПС вибрационные питатели-грохоты устанавливаются на массивных основаниях (схемы а, б, в на рис. 1). Динамическая расчетная схема установок приведена на рис. 2, а.

Анализ одномассных колебательных систем наиболее освоен. Следует отметить, что расчет параметров опорных оснований вибрационной и дробильной техники по действующим нормативным документам в условиях карьера приводит к громоздким и капиталоемким сооружениям.

Дифференциальное уравнение движения одномассной системы записывается в виде

$$\ddot{y} + 2n\dot{y} + \rho^2 y = m'_0 r \omega^2 \cos \omega t \cdot M^{-1}, \quad (1)$$

величина амплитуды колебаний РОВ, усилие, передаваемое через упругие опоры на основание, коэффициент динамичности системы рассчитываются соответственно по выражениям (2), (3), (4):

$$A = m'_0 r \omega^2 \cos \omega t \cdot M^{-1} [(\rho^2 - \omega^2)^2 + 4n^2 \omega^2]^{-1/2}; \quad (2)$$

$$U = (\rho^4 + 4n^2 \omega^2)^{1/2} \cos \omega t [(\rho^2 - \omega^2)^2 + 4n^2 \omega^2]^{-1/2}; \quad (3)$$

$$K_d = U (m'_0 r \omega^2 \cos \omega t)^{-1}, \quad \rho < \omega \cdot 2^{-1/2}. \quad (4)$$

К недостаткам рассмотренных одномассных систем следует отнести сравнительно высокие (от 16,5 до 38 % от возмущающей силы вибраторов) нагрузки, передаваемые на основание.

При создании переносных ПС накладывается ограничение по величине опорных масс модулей. Такие ограничения обусловлены характеристиками грузоподъемных и транспортных средств при монтаже и переносе ПС в карьере.

Анализ параметров ПС проследим на примере двухмассной системы, включающей вибропитатель, установленный на опорный модуль ограниченной массы. Перегрузочный пункт устанавливается на поверхности, характеризуемой как упругое полупространство. Исследуемая система представляется в виде диссипативной с двумя степенями свободы, совершающей только поступательное движение вдоль оси  $y$ . На систему действует возмущающая сила, приложенная к массе РОВ, с частотой вынужденных колебаний  $\omega$  (см. рис. 2, б). Запишем дифференциальные уравнения движения системы:

$$\begin{aligned} m_1 \ddot{y}_1 + y_1 c_1 - c(y - y_1) - K(\dot{y} - \dot{y}_1) + K_1 \dot{y}_1 &= 0, \\ \ddot{M}y + c(y - y_1) + K(\dot{y} - \dot{y}_1) &= P_0 \cos \omega t. \end{aligned} \quad (5)$$

Карьерные ПП могут быть построены в различных точках карьерного пространства. Несущим основанием при этом могут быть как скальные, так и рыхлые грунты. Основной характеристикой при расчете колебаний оснований является коэффициент упругого равномерного сжатия  $c_z$ , определяющий коэффициент жесткости основания  $c_1 = c_z \cdot F_i$  ( $F_i$  — площадь подошвы фундамента). При более плотном грунте масса основания имеет величину тем большую по сравнению с менее плотным грунтом, чем больше отношение  $c'_z / c''_z$ . Колебания основания, с достаточной для практических расчетов степенью приближения к действительности, можно рассматривать как колебания твердого тела, опирающегося на упругое основание, а силы, действующие со стороны упругих опор на РОВ, и реакция упругого основания на подошву опоры подчиняются гипотезе вязкого трения и записываются уравнением:

$$R_i' = c_i(y_i + \mu_i y_i), \quad (6)$$

где  $\mu_i$  — коэффициенты внутренних сопротивлений в материале упругих связей и затухания при неупругом сопротивлении грунта. Согласно

опытным данным величина  $\mu_1$ , как правило, не превосходит величины 0,005—0,006 с, неупругие сопротивления существенно влияют на колебания только в области, близкой к резонансу, что позволяет член  $K_1 \dot{y}$  в первом уравнении системы (5) приравнять нулю. Учитывая, что свободные колебания быстро затухают, а также замечая, что вследствие вязкого сопротивления должен быть сдвиг фаз между возмущающей силой и вызываемым движением, примем частное решение уравнений (5) в виде:

$$y_1 = B_1 \cos \omega t + B_2 \sin \omega t, \quad y = B_3 \cos \omega t + B_4 \sin \omega t. \quad (7)$$

Определив первую и вторую производную от  $y_1$  и  $y$  по времени, подставив их значения в уравнения (5) и приравняв нулю коэффициенты перед  $\sin \omega t$  и  $\cos \omega t$ , получим четыре линейных алгебраических уравнения для вычисления четырех постоянных  $B_1, B_2, B_3, B_4$ . Опуская выкладки, повторную запись системы и раскрыв ее, получим выражение определителя системы:

$$\Delta = b^2(a - 2t + z)^2 + (az - t^2)^2, \quad (8)$$

где  $a = c_1 + c - m_1 \omega^2$ ,  $b = \mu c \omega$ ,  $t = c$ ,  $z = c - M \omega^2$ .

Значение определителя отлично от нуля, система имеет единственное решение. Значения коэффициентов  $B_1, B_2, B_3, B_4$  соответственно определяются:

$$\begin{aligned} B_1 &= P_0 / \Delta [b^2(a - 2t + z) + t(az - t^2)], \quad B_2 = P_0 / \Delta \cdot b(a - t)(t - z); \\ B_3 &= P_0 / \Delta \cdot [b^2(a - 2t + z) + a(az - t^2)], \quad B_4 = P_0 / \Delta \cdot b(a - t)^2. \end{aligned} \quad (9)$$

Частные решения системы (5) могут быть представлены в виде

$$A_{1\max}^2 = B_1^2 + B_2^2, \quad A_{\max}^2 = B_3^2 + B_4^2. \quad (10)$$

Произведя преобразования в соответствии с равенствами (10), получим уравнения для определения параметров исследуемой системы:

$$A_{1\max} = P_0 / \Delta \{[b^2(a - 2t + z) + t(az - t^2)]^2 + [b(a - t)(t - z)]^2\}^{1/2}; \quad (11)$$

$$A_{\max} = P_0 / \Delta \{[b^2(a - 2t + z) + a(az - t^2)]^2 + [b(a - t)^2]^2\}^{1/2}.$$

После преобразования соотношение амплитуд выражается уравнением

$$\frac{A_{1\max}^2}{A_{\max}^2} = \frac{(\mu^2 c^2 \omega^2 [c_1 - \omega^2(m_1 + M) + c \Delta_1]^2 + [\mu c \omega^3 (c_1 - m_1 \omega^2)]^2)}{\mu^2 c^2 \omega^2 [c_1 - \omega^2(m_1 + M)] + (c_1 + c - \omega^2 m_1) \Delta_1^2 + [\mu c \omega (c_1 - m_1 \omega^2)]^2}. \quad (12)$$

В установившемся режиме частоты собственных колебаний с приближением могут быть приняты равными частотам системы без сопротивления. При  $\mu = 0$  характеристическое уравнение (8) для определения собственных частот принимает вид:

$$\Delta_1 = c_1 c - \omega^2(c_1 M + c M + c m_1) + m_1 M \omega^4, \quad (13)$$

решая которое относительно  $\omega^2$ , получим два действительных корня собственных частот системы. Если пренебречь демпфированием в упругих опорах РОВ, то выражения (11) для амплитуд колебаний существенно упростятся и примут вид:

$$A = P_0 / \Delta_1 \cdot (c_1 + c - m_1 \omega^2), \quad A_1 = P_0 / \Delta_1 \cdot c. \quad (14)$$

Введя обозначения

$$c/M = \rho^2; c_1/m_1 = \rho_1^2; M/m_1 = \lambda; c_1/M = \rho_0^2; \omega^2/\rho^2 = \gamma^2;$$

$$\omega^2/\rho_1^2 = \gamma_1^2; \omega^2/\rho_0^2 = \gamma_0^2,$$

подставив их значения в уравнения (14) и опуская выкладки, получим:

$$A = P_0 (1/c_1 + 1/c - \gamma_1^2/c) [(\gamma_1^2 - 1)(\gamma^2 - 1) - \gamma_0^2]^{-1};$$

$$A_1 = P_0 \{c_1 [(\gamma_1^2 - 1)(\gamma^2 - 1) - \gamma_0^2]\}^{-1}. \quad (15)$$

Если опорное основание установлено на амортизаторах, то амплитуда силы, действующей на грунт под амортизаторами  $c_1$ , определяется в виде  $c_1 A$ . Тогда коэффициент динамичности может быть представлен как

$$K_{d2} = [(\gamma_1^2 - 1)(\gamma^2 - 1) - \gamma_0^2]^{-1}. \quad (16)$$

Выражение (11) для амплитуды  $A_1$  при  $K_1 = 0$  записывается в виде:

$$A_1 = P_0 (1 + \mu^2)^{1/2} \cdot \{c_1^2 [(\gamma_1^2 - 1)(\gamma^2 - 1) - \gamma_0^2] + c_1^2 \mu^2 (1 - \gamma_1^2 - \gamma_0^2)^2\}^{-1/2}. \quad (17)$$

Если в системе (5)  $K \neq 0$  и  $K_1 \neq 0$ , то коэффициент динамичности определяется из выражения:

$$K_{d2} = (1 + \mu^2)^{1/2} \left[ \left( 1 + \frac{\omega^4}{\rho_1^2 \rho^2} - \frac{\omega^2}{\rho^2} - \frac{\omega^2}{\rho_2^2} - \frac{\omega^2}{\rho_1^2} - \mu \mu_1^2 \right) + \left( \mu_1 + \mu - \frac{\mu \omega^2}{\rho_1^2} - \frac{\mu_1 \omega^2}{\rho^2} - \frac{\mu \omega^2}{\rho_0^2} \right)^2 \right]^{-1/2}. \quad (18)$$

Зависимость  $K_{d2}$  от  $\omega$ , построенная по уравнению (18), показана на рис. 3, а. Если принять  $K = K_1 = 0$ , то (18) переходит в (16) и проще поддается исследованию (пунктирная линия на рисунке). Явление резонанса наблюдается, если

$$(\omega^2/\rho_1^2 - 1)(\omega^2/\rho^2 - 1) - \omega^2/\rho_0^2 = 0, \quad (19)$$

что соответствует двум значениям частоты возбуждения  $\omega_1$  и  $\omega_2$ , которые совпадают с собственными частотами системы  $\rho_{1p}$  и  $\rho_{2p}$ . Решение частотного уравнения (8) при этом принимает вид:

$$\rho_{1p} = \{(\rho_0^2 \rho_1^2 + \rho_0^2 \rho^2 + \rho_1^2 \rho^2) + [(\rho_0^2 \rho_1^2 + \rho_0^2 \rho^2 + \rho_1^2 \rho^2)^2 - 4\rho_0^4 \rho_1^2 \rho^2]^{1/2}\}^{1/2}/(2\rho_0^2)^{-1/2}. \quad (20)$$

$$\rho_{2p} = \{(\rho_0^2 \rho_1^2 + \rho_0^2 \rho^2 + \rho_1^2 \rho^2) - [(\rho_0^2 \rho_1^2 + \rho_0^2 \rho^2 + \rho_1^2 \rho^2)^2 - 4\rho_0^4 \rho_1^2 \rho^2]^{1/2}\}^{1/2}/(2\rho_0^2)^{-1/2}.$$

Между частотами  $\rho_{1p}$  и  $\rho_{2p}$  имеется частота  $\rho_p$ , при которой  $K_{d2} = 0$ :

$$\rho_p = (\rho^2/2 + \rho_1^2 \rho^2/2\rho_0^2 + \rho_1^2/2)^{1/2}. \quad (21)$$

Граничная частота  $\omega_r$ , выше которой начинается зона эффективной виброизоляции, находится из выражения:

$$\omega_r = (\rho^2 + \rho_1^2 + \rho_1^2 \rho^2/\rho_0^2)^{1/2}. \quad (22)$$

Как следует из (22), для понижения  $\omega_r$  следует понижать парциальные частоты  $\rho_1$ ,  $\rho$  путем уменьшения жесткостей  $c_1$  и  $c$  либо путем увеличения масс  $m_1$  и  $M$  системы. Обычно в ВТМ, применяемых в ПС, спектр частот возбуждения является достаточно узким, что сглаживает недостаток системы, имеющей второй резонанс. На рис. 3, б приведены экспериментальные резонансные кривые, полученные на стенде. Основная характеристика двухмассной системы:  $m_1 = 3,57 \cdot 10^3$  кг,  $M = 450$  кг,  $c = 8 \cdot 10^5$  Н/м,  $c_1 = 14 \cdot 10^4$  Н/м,  $P_0 = 15 \cdot 10^3$  Н,  $\omega = 0 - 150$  1/с.

На графике обозначены две собственные частоты опорного модуля, которые не оказывают заметного влияния на движение РОВ, и кривая  $A$  носит вид, характерный для систем с одной степенью свободы. Рабочая частота возбуждения для массы  $m_1$  лежит в межрезонансной зоне.

Практическое решение и анализ двухмассных диссипативных систем по уравнениям (5) облегчается с помощью численных методов. Принимая за постоянные величины  $\omega$ ,  $\mu$ ,  $A_1$ ,  $A$  и варьируя переменные параметров  $M$ ,  $\delta$ ,  $c_1$ , определим значения масс опорных модулей при производительности ПС от 1000 до 2500 т/ч (табл. 1). Для примера на

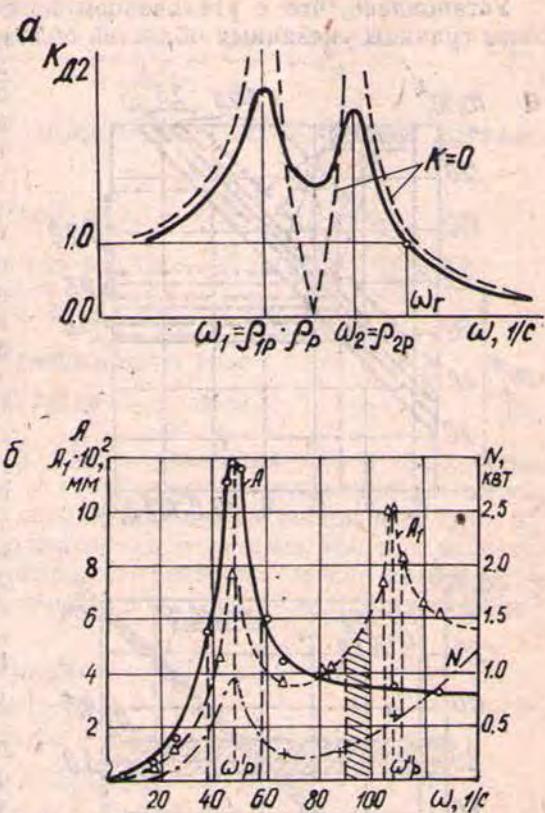


Рис. 3. Резонансные кривые двухмассной колебательной системы:

*a* — изменение коэффициента динамичности диссипативной и консервативной систем; *б* — экспериментальные кривые установки с опорным основанием ограниченной массы

К выбору массы опорных модулей переносных ПС

Ориентировочная производительность т/ч		1000	1500	2000	2500
Класс грунта	Упругость грунта $c_1 \cdot 10^8$ , Н/м	Масса опорного модуля $m_1 \cdot 10^3$ , кг			
Глинистые	0,0—1,5	27—35	35—40	40—47	50—58
Песчаные	1,5—3,5	35—53	40—58	47—66	58—76
Полускальные	3,5—5,0	53—74	58—78	66—85	74—97
Скальные *	5,0	74	78	85	97

\* Рекомендуется снять условие по ограничению массы  $m_1$  путем закрепления модуля скважинными анкерами.

рис. 4, а приведена зависимость областей изменения величины масс опорных модулей от упругости грунта при текущих параметрах  $M$ ,  $\delta$  при  $A_1 = 2 \cdot 10^{-4}$  м и  $A = (3,5 \div 3,7) \cdot 10^{-3}$  м. Чем больше производитель-

нность установки и чем больше величина  $M$ , тем больше величина начального параметра  $m_1^*$ .

Установлено, что с увеличением коэффициента отстройки вибромашины границы указанных областей сближаются и значение массы  $m_1$  снижается. Снижение величины опорных масс особенно заметно для ПС высокой производительности. Таким образом, с точки зрения снижения массы опорных модулей выгодно увеличить коэффициент отстройки ( $\delta$ ) питателей, особенно для установок высокой производительности. Можно сказать, что при  $\delta > 3,5$  опорная масса не будет зависеть от величины массы РОВ, а будет полностью зависеть от величины упругости грунта. При монтаже ПС на слабых и полускальных грунтах требуются меньшие опорные массы оснований. Для установок, не требующих частых переносов, может быть установлен предел опорных масс.

При работе установок на грунтах с упругостью менее  $5 \times 10^8 \text{ H/m}$  масса  $m_1$  может выбираться в соответствии с графиком на рис. 4, а. При увеличении  $c_1$  значение массы может сохраняться, если нарушить условия по ее ограничению за счет введения анкерного крепления опорных блоков к подошве уступа. В других случаях для снижения массы опорных оснований переносных перегрузочных систем рекомендуется применять виброзоляторы между опорным модулем и подошвой уступа.

Снижение динамических нагрузок на ходовую часть возможно при введении инерционной системы амортизации [1]. При установке ПС на реальных несущих основаниях в карьере (схема ж на рис. 1) или при монтаже ВТМ с промежуточной массой на шасси самоходного агрегата, снабженного податливыми элементами (схема з), расчетная схема представляется трехмассной системой (см. рис. 2, в) [5].

Для снижения вибрации на ходовую часть в конструкцию может быть введена дополнительная масса  $m_2$ , упруго установленная на промежуточной раме (рис. 1, к). Расчетная схема приведена на рис. 2, г и также представляется трехмассной системой. Для первого случая расчетную схему можно представить диссипативной трехмассной системой, совершающей поступательное движение по направлению оси  $u$  с приложением возмущающей силы к массе РОВ.

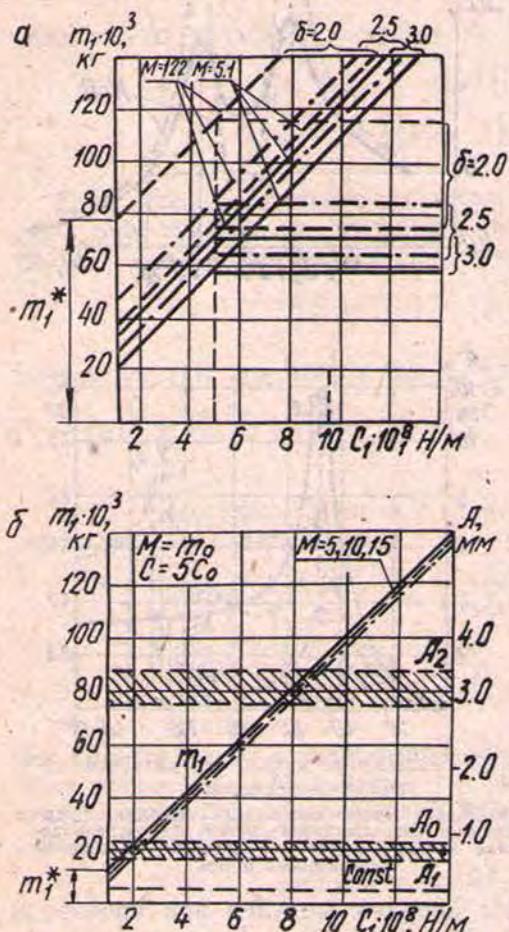


Рис. 4. Параметры опорных модулей при производительности ПС 500 и 1000 т/ч:  
а — переносные ПС на основе двухмассовых систем;  
б — передвижные (самоходные) ПС на основе трехмассных систем

Определив выражения кинетической и потенциальной энергии системы, а также диссипативной функции Рэлея и представив их значения в уравнения Лагранжа второго рода:

$$\frac{d}{dt} \left( \frac{\partial T}{\partial y_i} \right) - \frac{\partial T}{\partial y_i} = - \frac{\partial P}{\partial y_i} - \frac{\partial \Phi}{\partial y_i} + P_0, \quad (23)$$

приходим к следующей системе дифференциальных уравнений движения для системы на рис. 2, в:

$$\begin{aligned} m_1 \ddot{y}_1 + c_1 y_1 + k_1 \dot{y}_1 + c_0 (y_1 + y_0) + k_0 (y_1 - \dot{y}_0) &= 0; \\ m_0 \ddot{y}_0 + c_0 (y_0 - y_1) + c (y_0 - y) + k_0 (\dot{y}_0 - \dot{y}_1) + k (\dot{y}_0 - \dot{y}) &= 0; \\ M \ddot{y} + c (y - y_0) + k (y - \dot{y}_0) &= P_0 \cos \omega t. \end{aligned} \quad (24)$$

Частное решение системы (24) принимается в виде

$$y_{(1,0,y)} = B_i \cos \omega t + B_j \sin \omega t. \quad (25)$$

Произведя подстановку  $y_i$ ,  $\dot{y}_i$ ,  $\ddot{y}_i$  в уравнения (24) и приравнивая нулю коэффициенты перед  $\sin \omega t$  и  $\cos \omega t$ , получим неоднородную систему алгебраических уравнений для определения шести постоянных  $B_5 - B_{10}$ . Опустив запись системы и ее определителя и заметив, что при изучении колебаний на достаточном удалении от резонанса можно пренебречь в уравнениях (24) членами, характеризующими силы вязкого сопротивления, запишем решение определителя:

$$\Delta_2 = (c_1 + c_0 - m_1 \omega^2) [m_0 M \omega^4 - (cM + c_0 M + cm_0) \times \omega^2 + c_0 c] - c_0 (c - M \omega^2). \quad (26)$$

Значения постоянных коэффициентов в системе определяются в виде

$$\begin{aligned} B_5 &= P_0 / \Delta_2 c_0 c; \quad B_6 = B_8 = B_{10} = 0; \quad B_5 = A_1; \\ B_7 &= P_0 / \Delta_2 \cdot c (c_1 + c_0 + m_1 \omega^2); \quad B_7 = A_0; \\ B_9 &= P_0 / \Delta_2 [(c_1 + c_0 - m_1 \omega^2) (c + c_0 - m_0 \omega^2) - c_0^2], \quad B_9 = A. \end{aligned} \quad (27)$$

Приняв частные решения системы (24) в виде (10), получим выражения для амплитуд вынужденных колебаний системы. Решая характеристическое уравнение (26) относительно  $\omega^2$ , можно получить три действительных корня, определяющих частоты собственных колебаний системы. Раскрыв первое частное решение по (10) относительно  $m_1$ , получим формулу для определения массы опорного модуля (ходовой тележки) при допустимой амплитуде ее колебаний и известной упругости грунта или амортизаторов:

$$m_1 = \frac{1}{\omega^2} \left\{ c_1 + c_0 \left[ 1 - \frac{c (P_0 / A_1 + 1) + M \omega^2}{m_0 M \omega^4 - (cM + c_0 M + cm_0) \omega^2 c_0 c} \right] \right\}. \quad (28)$$

Из выражения видно, что величина массы  $m_1$  прямо пропорционально зависит от упругости грунта и обратно пропорционально — от квадрата частоты вынужденных колебаний РОВ. В частном случае, когда величина  $c_1 \gg c_0$ , второй член в фигурных скобках формулы не оказывает существенного влияния на величину массы ходовой тележки. При работе установок на жестких грунтах при  $c_1 > 7,5$  требуется значительные массы ходовых тележек. В этом случае ходовая или опорная часть ПС должна быть оборудована дополнительными амортизирующими элементами, снижающими значение  $c_1$ . Это может быть достигнуто при использовании шинно-пневматического хода или опорного модуля с подпружиненными элементами.

На рис. 4, б представлен один из вариантов расчета трехмассной системы при следующих исходных параметрах:  $M = m_0$ ,  $C = 5 c_0$ ,  $\omega =$

$=100$  рад/с,  $M=(5-15) \cdot 10^3$  кг. При сохранившейся амплитуде колебаний ходовой тележки  $A_1=2 \cdot 10^{-4}$  м изменение массы  $m_1$  пропорционально упругости грунта, и практически это изменение не зависит от массы  $M$ .

Данные результаты подтверждают вывод о том, что с уменьшением коэффициента динамичности масса ходовой тележки мало зависит от массы РОВ. При сопоставлении графиков на рис. 4, *a* и *b* можно сделать вывод, что угол наклона функции сохраняет свое значение, но величина начального параметра во втором случае всегда меньше. Амплитуды колебаний РОВ и промежуточной рамы представляются на графике областями, и обе они не зависят от изменения упругости грунта.

Переносная ПС, оборудованная дополнительной массой, как на рис. 1, *к*, динамическая расчетная схема которой приведена на рис. 2, *г*, описывается системой дифференциальных уравнений:

$$\begin{aligned} m_1 \ddot{y}_1 + c_1 y_1 + \mu_1 c_1 \dot{y}_1 + c(y_1 - y) + \mu c(\dot{y}_1 - \dot{y}) + \\ + c_2(y_1 - y_2) + \mu_2 c_2(\dot{y}_1 - \dot{y}_2) = 0; \\ M \ddot{y} + c(y - y_1) + \mu c(\dot{y} - \dot{y}_1) = P_0 \cos \omega t; \\ m_2 \ddot{y}_2 + c_2(y_2 - y_1) + \mu_2 c_2(\dot{y}_2 - \dot{y}_1) = 0. \end{aligned} \quad (29)$$

Применив методику решения системы аналогично (23-27) и проводя преобразования, получим определитель системы:

$$\Delta_3 = [(c_1 + c_2 + c - m_1 \omega^2)(c - M \omega^2) - c^2](c_2 - m_2 \omega^2) - (c_1 + c - m_1 \omega^2)c_2^2. \quad (30)$$

Определив значения постоянных коэффициентов  $B_{11} - B_{16}$ , получим значения амплитуд колебаний:

$$\begin{aligned} A_1 = P_0 / \Delta_3 [(c_1 + c_0 - m_1 \omega^2)(c + c_0 - m_0 \omega^2) - c_0^2], \quad A_1 = B_{11}; \\ A = P_0 / \Delta_3 [(c_1 + c + c_2 - m_1 \omega^2)(c_2 - m_2 \omega^2) - c^2], \quad A = B_{13}; \\ A_2 = P_0 / \Delta_3 c c_2, \quad A_2 = B_{15}; \quad B_{12} = B_{14} = B_{16} = 0. \end{aligned} \quad (31)$$

Введенная дополнительная масса  $m_2$  по отношению к массе основания играет роль механического поглотителя колебаний. Теория таких

Таблица 2

Формулы для расчета колебательной системы

Параметры	Инерционная масса системы		
	$M$	$m_0$	$m_1$
Амплитуда колебаний	$A$	$A_0 = A(1 - M\omega^2/c)$	$A_1 = A[1 - \omega^2(M/c + M/c_0 + m_0/c_0 + Mm_0 \times \omega^4/c_0^2)]$
Сила инерции Прогиб упругих связей	$M\omega^2 A$ $M\omega^2 A$	$m_0\omega^2 A_0$ Промежуточных $\omega^2 A$	$m_1\omega^2 A_1$ —
Суммарная сила, приложенная	$c$ —	$c[M + m_0(1 - M\omega^2/c)]$ К промежуточной раме $\omega^2 A \left[ M + m_0 \left( 1 - \frac{M\omega_2}{c} \right) \right]$	$K$ опорному модулю $\omega^2 A [M + m_0 + m_1 - (Mm_0/c + Mm_1/c + Mm_1/c_0 + m_0m_1/c_0) \times \omega^2 + Mm_0m_1\omega^4/c_0c]$

динамических систем достаточно подробно исследована в литературе и здесь не приводится [4].

Анализ трехмассных систем представляет значительные вычислительные трудности. Опасность возникает в тех случаях, когда частота

возбуждения ВТМ случайно совпадает с собственной частотой грунта, на котором ПС установлена, и возможно возникновение и распространение сильных волн колебаний по площадке уступа. Примером установок, для которых важно учитывать массу опорных модулей и податливость грунта, являются передвижные ПС, смонтированные на легких тележках (шасси), или установки, смонтированные внутри опорных блоков модульных ПС (на перекрытиях). Достаточную для практических расчетов точность может дать метод определения амплитуд вынужденных колебаний по амплитуде равновесия и коэффициенту усиления в резонансе, предложенный для систем с одной степенью свободы [2]. При этом основная схема рассматриваемых ПС может быть сведена к схеме на рис. 2, д. На схеме обозначено:  $m_1$  — масса шасси; пружина  $c_0$  представляет жесткость рессор шасси (или упругость грунта). Примем, что система демпфирована очень слабо. Получим частотное уравнение для системы, моделирующей трехмассовую колебательную систему самоходной ПС. Формулы для расчета амплитуд и сил приведены в табл. 2.

Для поддержания движения слабо демпфированной системы с собственной частотой колебаний не требуется никаких внешних сил. Поэтому частотное уравнение получаем, приравнивая суммарную силу (см. табл. 2), приложенную к опорному модулю, нулю. Следовательно, одна из собственных частот равна нулю ( $\rho_c^2 = 0$ ). Такой нулевой корень частотного уравнения соответствует движению, какое система совершила бы, если бы вела себя как свободное в пространстве твердое тело. Остальные собственные частоты системы получаем, приравнивая нулю выражение в квадратных скобках. Опуская преобразования, имеем следующее частотное уравнение:

$$\rho_c^4 - \left( \frac{c}{M} + \frac{c}{m_0} + \frac{c_0}{m_0} + \frac{c_0}{m_1} \right) \rho_c^2 + \frac{\alpha_0}{M m_0} + \frac{\alpha_0}{M m_1} + \frac{\alpha_0}{m_0 m_1} = 0, \quad (32)$$

где введены следующие обозначения круговых частот колебаний:

$$\rho_1^2 = c/m_0; \quad \rho^2 = c/M; \quad \rho_2^2 = c_0/m_0; \quad \rho_3^2 = c_0/m_1.$$

С этими обозначениями уравнение (32) принимает вид

$$\rho_c^4 - (\rho^2 + \rho_1^2 + \rho_2^2 + \rho_3^2) \rho_c^2 + (\rho^2 \rho_2^2 + \rho^2 \rho_3^2 + \rho_2^2 \rho_3^2) = 0. \quad (33)$$

Из уравнения (33) видно, что существуют две формы колебаний системы, собственные частоты которых выражаются следующим образом:

$$\rho_c^2 = 1/2 \{ (\rho^2 + \rho_1^2 + \rho_2^2 + \rho_3^2) \pm [(\rho^2 + \rho_1^2 + \rho_2^2 + \rho_3^2)^2 - 4\rho^2 \rho_2^2]^{1/2} \}. \quad (34)$$

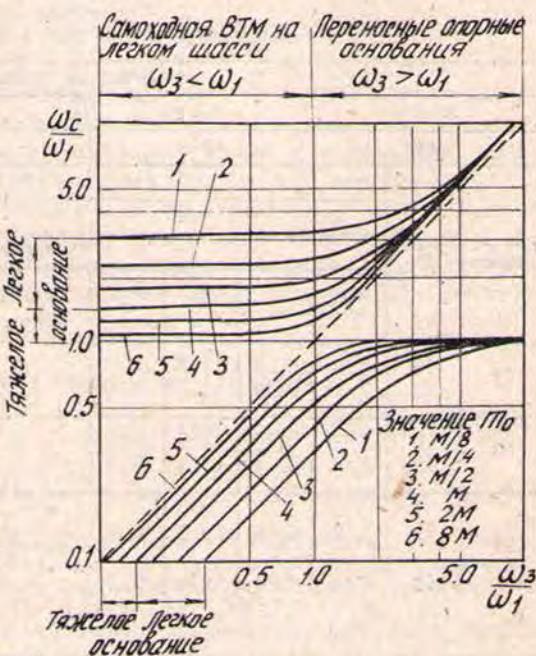


Рис. 5. К определению собственных частот колебаний передвижных (самоходных) ПС

В большинстве случаев практики применения передвижных ПС с опорными модулями (в меньшей степени для самоходных шасси) можно принять, что масса  $m_1$  велика по сравнению с массами  $m_0$  и  $M$ . Это обстоя-

Таблица 3

Параметры самоходного питателя-грохота

Исходные параметры																	
$M$ , кг	$m_0$ , кг			$m_1$ , кг			$\omega$ , 1/с										
4250	5500			10 300			100										
$c \cdot 10^5$ , Н/м																	
24										32							
Расчетные параметры																	
$c_0 \cdot 10^5$ , Н/м	$P_0 \cdot 10^4$ , Н	$A$ , мм	$A_0$ , мм	$P_c^H$ , 1/с	$P_c^B$ , 1/с	$A_0/A$ рез.	$A$ , мм	$A_0$ , мм	$P_c^H$ , 1/с	$P_c^B$ , 1/с	$A_0/A$ рез.						
12	16 12	3,99 2,98	0,18 0,14	11,7 11,7	34,0 34,0		2,87 2,19	0,23 0,17	10,9 10,9	41,0 41,0							
16	16 12	3,93 2,95	0,18 0,14	11,8 11,8	34,8 34,8		2,65 2,05	0,22 0,16	13,5 13,5	41,5 41,5							
24	16 12	3,90 2,93	0,18 0,14	12,0 12,0	35,7 35,7	$\frac{0,74}{-1,3}$	2,75 —	0,21 0,15	15,1 15,1	42,0 42,0	$\frac{0,87}{-0,87}$						

тельство позволяет сделать предположение, что  $\rho_3^2$  в уравнении (33) равна нулю. Тогда уравнение (34) переходит в следующее:

$$\rho_c^2 = 1/2 \{(\rho^2 + \rho_1^2 + \rho_2^2) \pm [(\rho^2 + \rho_1^2 + \rho_2^2)^2 - 4\rho^2\rho_2^2]^{1/2}\}; \quad (35)$$

$$A_0/A = 1 - \rho_c^2/\rho, \quad A_1 = 0. \quad (36)$$

Уравнение (35) можно переписать в безразмерном виде:

$$\rho_c^2/\rho^2 = 1/2 \{(1 + \rho_1^2/\rho^2 + \rho_2^2/\rho_2) \pm [(1 + \rho_1^2/\rho^2 + \rho_2^2/\rho_2)^2 - 4\rho_2^2/\rho^2]^{1/2}\}. \quad (37)$$

Введем обозначения  $\omega_1 = 60\rho/2\pi$ ,  $\omega_3 = 60\rho_1/2\pi$ . Тогда, так как  $\rho_1^2/\rho^2 = M/m_0$ , выражение (37) переходит в следующее:

$$\omega_c^2/\omega_1^2 = 1/2 \{(1 + M/m_0 + \omega_3^2/\omega_1^2) \pm [(1 + M/m_0 + \omega_3^2/\omega_1^2)^2 - 4\omega_3^2/\omega_1^2]^{1/2}\}; \quad (38)$$

$$A_0/A = 1 - \omega_c^2/\omega_1^2, \quad (39)$$

где  $\omega_c$  — собственные частоты полной системы;  $\omega_1$  — частота массы  $M$  на пружине  $c$ ;  $\omega_3$  — частота массы  $m_0$  на пружине  $c_0$ ;  $A$ ,  $A_0$  — относительные амплитуды масс  $M$  и  $m_0$  в резонансе.

На рис. 5 представлено графическое решение уравнения (38), которое облегчает исследование собственных частот ПС с вибротехникой.

В соответствии с изложенной методикой выполнен расчет и практическое проектирование самоходного вибропитателя-грохота КВГ — ИПС, представляющего собой трехмассовую систему [6]. Исходные параметры и результаты расчета сведены в табл. 3.

Полученные значения отношений амплитуд в резонансе показывают, что при колебаниях по низшей форме (0,74; 0,87) обе массы движутся

синхронно с амплитудами, отличающимися на 13—26 %, при колебаниях по высшей форме ( $-1,3$ ;  $-0,87$ ) ВТМ и шасси движутся в противофазе.

### Заключение

Переносные и передвижные (самоходные) ПС с вибрационными питателями-грохотами могут быть представлены динамическими системами с одной, двумя и тремя степенями свободы с ограниченными массами опорных модулей. Изложены методики расчета и анализа двухмассовых диссипативных и консервативных систем для переносных ПС, трехмассовых систем для передвижных и самоходных ПС.

Анализ решений дифференциальных уравнений колебательных систем, частотный анализ и исследование коэффициентов динамичности позволили установить ряд закономерностей проектирования и расчета ПС на основе вибрационной техники.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ильинский В. С. Защита аппаратов от динамических воздействий.— М.: Энергия, 1970.— 319 с.
2. Кер-Вильсон У. Вибрационная техника.— М.: Машгиз, 1963.— 415 с.
3. Технологическое оборудование на карьерах: Справочник / Под общей ред. В. С. Виноградова.— М.: Недра, 1981.— 327 с.
4. Тимошенко С. П. Колебания в инженерном деле.— М.: Физматгиз, 1959.— 439 с.
5. Юдин А. В., Антонов В. А. Исследование динамических параметров вибрационных загрузочных устройств передвижных и самоходных дробильных и грохотильных агрегатов // Труды ИГД МЧМ СССР.— Свердловск, 1975.— № 47.— С. 177—183.
6. Юдин А. В. Самоходный вибропитатель-грохот для загрузки конвейеров в комплексах ЦПТ // Горный журнал.— 1987.— № 3.— С. 45—48.

УДК 621.867.52

*A. V. Юдин, V. A. Мальцев*

### ИССЛЕДОВАНИЕ ПОСЛЕУДАРНОГО ДВИЖЕНИЯ РАБОЧЕГО ОРГАНА ВИБРОПИТАТЕЛЯ ПОД ВОЗДЕЙСТВИЕМ ИМПУЛЬСНОГО НАГРУЖЕНИЯ

В перегрузочной системе (ПС) поступление горной массы на вибропитатель может быть через заполненный бункер, наклонную стенку или непосредственно на приемную плиту рабочего органа вибропитателя (РОВ). Ударные нагрузки в системе можно классифицировать по ряду признаков. По характеру поступления горной массы поток может быть дискретным и непрерывным; по характеру взаимодействия груза с РОВ — с непосредственным взаимодействием, через промежуточный элемент, через слой горной массы (ГМ); по характеристике горной массы — удар одиночным куском, последовательность ударов дискретными массами, разобщенным потоком ГМ в виде струи, удар одиночным грузом через слой ГМ; по длительности удара — мгновенный, кратковременный и растянутый. В статье исследованы закономерности ударного взаимодействия при непосредственном воздействии на РОВ грузопотока ГМ, представленного дискретными массами с различными физико-механическими свойствами, нагрузки при которых формируются различной формы ударными импульсами, имеющими только один максимум.

Экспериментально установлено, что при одинаковых исходных условиях различные по физико-механическим свойствам дискретные массы оказывают не адекватное воздействие как на неподвижный, так и на подпружиненный рабочий орган [2]. На рис. 1 приведены осцил-

лограммы реакций РОВ при сбрасывании на него кусков гранита, твердого и мягкого грунтов, а также при воздействии одинаковых по массе грузов с одинаковыми свойствами в виде отдельного куска и в раздробленном состоянии. На основе анализа результатов было сделано заключение, что величина силы, действующей на РОВ, пропорциональна массе падающего груза и обратно пропорциональна времени соударения. В то же время установлено, что формирующаяся при этом форма импульса в каждом случае различна и зависит от многих факторов, прогнозирование ее в каждом конкретном случае может быть сделано лишь приближенно.

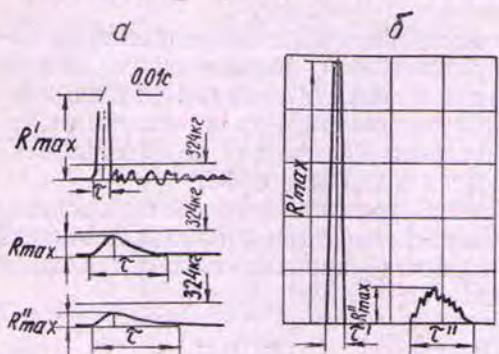


Рис. 1. Экспериментальное исследование ударного нагружения вибропитателя различными дискретными массами:

а — осциллограммы записи реакции в случае нагружения кусками ГМ с различной объемной массой; б — сопоставление реакции РОВ при воздействии ГМ с различными свойствами

зультатов расчета показал, что для описания процессов динамического нагружения вибропитателей можно рекомендовать модели, относящиеся к теории нагружения вибромашин мгновенными, полусинусоидальными прямоугольным и колоколообразными импульсами.

В общем случае величина силы удара, передаваемая на РОВ, запишется в виде

$$R = f(s, \tau, f(t)), \quad (1)$$

где  $s$ ,  $\tau$ ,  $f(t)$  — величина, продолжительность действия, форма ударного импульса. Исследуем параметры по выражению (1). Импульсная нагрузка однократного действия представляется выражением [1]

$$R(t) = R_{\max} f(t) \text{ при } 0 < t \leq \tau, \quad (2)$$

$$R(t) = 0 \text{ при } t > \tau,$$

где  $t = t_1$  — начало действия нагрузки;  $R_{\max}$  — ее максимум.

В дальнейшем будем рассматривать импульсный удар с простыми известными формулами. Приведем значения функции  $f(t)$  в формуле (2) для следующих импульсов: прямоугольный  $f(t) = 1$ , треугольный  $f(t) = t/\tau$ , полусинусоидальный  $f(t) = \sin \pi t/\tau$ , колоколообразный  $f(t) = 1/2(1 - \cos 2\pi t/\tau)$ . Из трех параметров импульса решающее влияние на реакцию системы оказывает его величина и продолжительность. Исследуемая модель ударного взаимодействия представляется колебательной системой с одной степенью свободы, дифференциальное уравнение движения которой под действием силы (1), с учетом внутреннего трения в упругих связях, имеет вид [1]:

$$\ddot{M}y + u(y, \dot{y}) = R(t), \quad u(y, \dot{y}) = Cy + Ky, \quad (3)$$

где  $y$ ,  $\dot{y}$ ,  $\ddot{y}$  — перемещение, скорость и ускорение РОВ в результате ударного импульса;  $u$  — реакция упругих опор;  $R(t) \neq 0$  при  $0 < t \leq \tau$  или  $t \leq t_1$ ;  $R(t) = 0$  при  $t > \tau$ ;  $C$  — коэффициент жесткости системы;  $K$  — ко-

эффициент демпфирования;  $n$  — коэффициент затухания свободных колебаний.

При нулевых начальных условиях ( $y = 0$ ,  $\dot{y} = 0$  при  $t = 0$ ) и, вводя обозначение  $C/M = \rho^2$ ,  $K/M = 2n$ ,  $\rho_1 = (\rho_2^2 - n^2)^{1/2}$ , решение уравнения (3) для интервала  $0 \leq t \leq \tau$  можно представить в виде

$$y_{уд} = (1/M\rho_1) \int_0^t R(t') e^{-n(t-t')} \sin \rho_1(t-t_1) dt'. \quad (4)$$

Подставляя выражение (4) в формулу (3), получим значение динамической реакции упругих опор РОВ:

$$u_{уд} = \frac{1}{\rho_1} \int_0^t R(t') e^{-n(t-t')} [(\rho_1^2 - n^2) \sin \rho_1(t-t') + 2n\rho_1 \cos \rho_1(t-t')] dt'. \quad (5)$$

Полученные выражения (4, 5) применимы при любом законе изменения нагрузки по выражению (2). Рассмотрим действие на РОВ некоторых наиболее характерных для ПС импульсных нагрузок.

При нагружении РОВ мгновенным импульсом его перемещение описывается законом

$$y_{уд} = (R/M\rho_1) e^{-nt} \sin \rho_1 t. \quad (6)$$

При действии на РОВ импульсом синусоидального вида решение (4) имеет вид

$$y_{уд} = \frac{R}{M\rho(\pi^2/\tau^2 - \rho^2)} \left( \frac{\pi}{\tau} \sin \rho t - \rho \sin \frac{\pi}{\tau} t \right) \text{ при } t \leq \tau; \quad (7)$$

$$y_{уд} = \frac{\pi R}{\tau \rho M(\pi^2/\tau^2 - \rho^2)} (\sin \rho(t-\tau) + \sin \rho t) \text{ при } t > \tau,$$

а величины максимальных значений, соответствующих значениям (6) и (7)

$$y_{уд, \max} = (R/M\rho_1) e^{-nt_m} \sin \rho_1 t_m, \quad t_m = \frac{1}{\rho_1} \operatorname{arctg} \frac{\rho_1}{n}, \quad (8)$$

$$y_{уд, \max} = (R/M\rho^2) \frac{2\pi \psi \cos \psi/2}{\pi^2 - \psi^2}, \quad \text{при } \psi \leq \pi, \quad \psi = \rho\tau,$$

$$y_{уд, \max} = (R/M\rho^2) \frac{\psi \sin \frac{2\pi \psi}{\pi + \psi}}{\pi - \psi}, \quad \text{при } \psi > \pi. \quad (9)$$

Учитывая, что в практических случаях форма ударного импульса известна лишь приблизительно, часто действительный ударный импульс заменяют эквивалентным по площади прямоугольным импульсом. При этом упрощается анализ, а точность расчетов является достаточной, так как ошибки не превышают 20 %. Параметры эквивалентного прямоугольного импульса для импульсов произвольной формы определяются из соотношений [1]:

$$R_0 \tau_0 = \int_0^\tau S(t) dt, \quad \frac{R_0 \tau_0^2}{2} = \int_0^\tau dt \int_0^t S(t) dt, \quad (10)$$

где  $S(t)$  — закон изменения импульса при ударе.

Рассмотрим воздействие ударного импульса силы прямоугольной формы на систему, движение которой описывается уравнением (3)

$$R(t) = R_{\max} = \text{const} \quad \text{при } t < \tau, \quad R(t) = 0 \quad \text{при } t > \tau. \quad (11)$$

Предполагая, что  $n = 0$  и произведя интегрирование решений, получим перемещения РОВ и реакции в упругих опорах:

$$y_{\text{уд}} = \frac{R_{\max}}{C} (1 - \cos \rho t) \quad \text{при } t < \tau.$$

$$y_{\text{уд}} = \frac{2R_{\max}}{C} \sin \frac{\rho \tau}{2} \sin \rho \left( t - \frac{\tau}{2} \right) \quad \text{при } t > \tau, \quad (12)$$

$$u_{\text{уд}} = R_{\max} (1 - \cos \rho t) \quad \text{при } t < \tau,$$

$$u_{\text{уд}} = 2R_{\max} \sin \frac{\rho \tau}{2} \sin \rho \left( t - \frac{\tau}{2} \right) \quad \text{при } t > \tau. \quad (13)$$

Если  $\tau < T/2$  при  $\rho \tau < \pi$ , то наибольшее отклонение системы достигается после исчезновения силы. При  $t > \tau$  и в соответствии с выражением (12) наибольшее отклонение равно

$$y_{\text{уд. max}} = \frac{2R_{\max}}{C} \sin \frac{\rho \tau}{2} \quad \text{при } t = \frac{\pi}{2\rho} + \frac{\tau}{2}, \quad (14)$$

а наибольшая реакция упругих опор

$$u_{\text{уд. max}} = 2R_{\max} \sin \frac{\rho \tau}{2} = 2R_{\max} \sin \frac{\pi \tau}{T}. \quad (15)$$

Выражение (14) достигает максимума при  $t = \pi/\rho$ . Этот максимум, равный  $2R_{\max}/C$ , может быть достигнут только в том случае, если  $\rho \tau \geq \pi$ . При этом максимальная реакция упругих опор составит  $2R_{\max}$ . Можно заключить, что при ударных воздействиях, характеризуемых  $\tau/T \leq 0, 1$ , реакция системы на воздействие прямоугольного импульса близка по характеристикам к реакции на воздействие внезапно приложенной нагрузки.

Качество ударозащитной системы, при заданном ударном воздействии, оценивается коэффициентом передачи, представляющим собой отношение максимального значения реакции системы (максимального усилия, передаваемого на несущие конструкции  $u_{\max}$ ) к максимальному значению ударного импульса, накопленного за счет энергии падающей горной массы

$$K_n = \frac{|u_{\max}|}{|R_{\max}|}. \quad (16)$$

Найдем значение  $K_n$  для удара прямоугольной формы. Воспользовавшись выводом работы [1], определим значение коэффициента передачи по уравнению (16):

$$K_n = 2 \sin \frac{\rho \tau}{2} \quad \text{при } \tau < \frac{\pi}{\rho};$$

$$K_n = 2 \quad \text{при } \tau > \frac{\pi}{\rho}. \quad (17)$$

На основании первого равенства выражения (18) можно сделать заключение, чтобы упругие опоры РОВ снижали ударное воздействие, значение  $K_n$  должно быть меньше 1, что обеспечивается при

$$\rho < \pi/3\tau \text{ или } \tau < T/6 \text{ или } \rho \tau < \pi/3. \quad (18)$$

Таким образом, выражение (18) справедливо для импульсов любой формы.

Для полноты исследования рассмотрим влияние демпфирования на величину  $K_n$ . При ударе по формуле (11) для усилия  $u(y, \dot{y})$  имеем [1]:

$$u_{\text{уд}} = R_{\max} \left\{ 1 - e^{-nt} \left[ \cos \left( \rho_1 t - \frac{n}{\rho_1} \sin \rho_1 t \right) \right] \right\} \text{ при } t < \tau; \quad (19)$$

$$u_{\text{уд}} = R_{\max} e^{-nt} \left\{ \cos \rho_1 t \left[ e^{n\tau} \left( \cos \rho_1 \tau + \frac{n}{\rho_1} \sin \rho_1 \tau \right) - 1 \right] + \right.$$

$$\left. + \sin \rho_1 t \left[ e^{n\tau} \left( \sin \rho_1 \tau - \frac{n}{\rho_1} \cos \rho_1 \tau \right) + \frac{n}{\rho_1} \right] \right\} \text{ при } t > \tau.$$

Если отношение  $n/\rho_1$  является малым, то, пренебрегая членами порядка  $n^2/\rho_1^2$ , можно получить следующие значения для коэффициента передачи при диссипативной системе:

$$K_n = 2 \left( 1 - \frac{\pi n}{2\rho_1} \right) \text{ при } \tau > \frac{\pi - 2n}{\rho_1};$$

$$K_n = 2 \left( 1 - \frac{\pi n}{2\rho_1} \right) \sin \frac{\rho_1 \tau}{2} \text{ при } \tau \leq \frac{\pi - 2n}{\rho_1}. \quad (20)$$

Из выражения (20) видно, что при принятом допущении об отношении  $n/\rho_1$  учет демпфирования не изменяет сколько-нибудь существенно полученных результатов по выражению (17). Значение  $K_n$  определяется только отношением  $\tau/T$  и не превосходит значения 2. Если импульсивная нагрузка действует в течение малой доли периода свободных колебаний, то действие такой силы во много раз меньше статического. Например, при  $\tau/T = 0,01$  по формуле (17)  $K_n = 0,062$ , то есть динамический эффект в 16 раз меньше статического. На рис. 2 для сравнения построены значения  $K_n$  для различных импульсивных нагрузок в широком диапазоне изменения  $\tau/T$ . Из графиков видно, что максимумы перемещений наблюдаются в пределах значений  $\tau$  от  $0,5 T$  до  $T$ . Сильное изменение  $K_n$  наблюдается в области значений  $\tau$  от 0 до  $2,0T$ . Для значений  $\tau > 2,5T$  величина  $K_n$  меняется слабо, приближаясь к предельным значениям 1 (для импульсов, плавно возрастающих от 0) или 2 (для импульсов, приложенных внезапно). При исследовании моделей взаимодействия в ПС наибольший интерес представляют, очевидно, первая область, определяющая соударение дискретных масс с РОВ, и вторая область, определяющая соударение потока разобщенной горной массы при разгрузке автосамосвалов с формированием нагрузки на РОВ в виде колоколообразных импульсов. Для того, чтобы упругая система уменьшала ударное воздействие на РОВ, значение  $K_n$  должно быть меньше единицы, что обеспечивается при  $\rho < \pi/3\tau$ . При таком соотношении расчет параметров системы можно вести с использованием линейной теории ударозащиты.

Теоретическими исследованиями на ЭВМ, при сопоставлении их с экспериментальными данными установлено, что действительный ударный импульс, имеющий только максимум с ошибкой, не превышающей 20 %, может быть заменен эквивалентным прямоугольным импульсом, описывающим наиболее опасный случай нагружения и

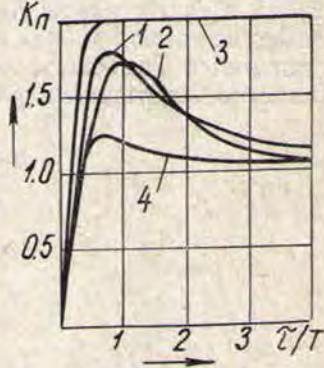


Рис. 2. Коэффициент передачи при импульсных нагрузках:

1 — полусинусоидальный; 2 — колоколообразный; 3 — прямоугольный; 4 — косоугольный импульсы

определенным максимальные значения  $y$  и  $K_n$ . Для исследований динамики ВТМ в составе ПС при комбинированном транспорте целесообразно использовать теорию прямоугольного импульса для определения функции в выражении (1).

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Коловский М. З. Нелинейная теория виброзащитных систем.— М.: Наука, 1966.— 315 с.
2. Юдин А. В., Пекарский В. С., Батягин В. М. Расчет максимальных нагрузок в системе бункер — вибропитатель при загрузке ее автосамосвалами // Изв. вузов. Горный журнал.— 1978.— № 11.— С. 85—89.
3. Юдин А. В., Мальцев В. А. Моделирование процессов ударного нагружения вибропитателя в условиях перегруженного пункта // Изв. вузов. Горный журнал.— 1991.— № 6.— С. 66—70.

УДК 621.879.34

В. В. Замешин

## ИЗМЕРЕНИЕ СИЛЫ ТЯЖЕСТИ ДВИЖУЩЕГОСЯ КОВША ДРАГЛАЙНА В ПРОЦЕССЕ ЭКСКАВАЦИИ

Оперативный контроль и учет объемов работ, выполняемых шагающими экскаваторами, является одним из путей совершенствования и автоматизации драглайнов. Известны системы автоматического контроля и учета производительности экскаваторов, обеспечивающие взвешивание горной массы в ковше и основанные на измерении тока якоря двигателей подъемной и тяговой лебедок [7]. Установлено, что большинство имеющихся разработок не предусматривают учета центро-

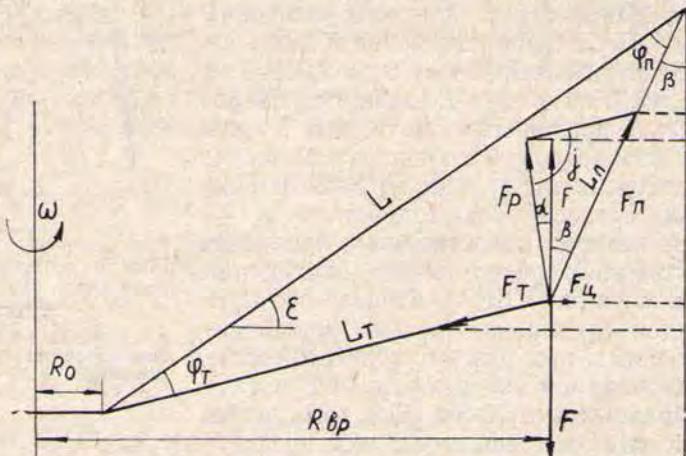


Рис. 1. Схема к расчету величин вертикальных проекций усилий в подъемных и тяговых канатах

стремительной силы, действующей на ковш при повороте платформы [1, 2, 3, 4].

Повышение точности определения веса ковша экскаватора с материалом достигается вычислением разности равнодействующей и цен-

**Расчет величины силы тяжести груженого ковша экскаватора ЭШ 100, 100**

Написование параметра	Расчетная формула	Численное значение
Расстояние от оси вращения экскаватора до точки схода тяговых канатов с блоков наводки $R_0$ , м	$H_p^{\max} = L \cos \varepsilon$	15,1
Промежуточная длина тягового каната $L_r$ , м	$L \sin \varphi_n [\sin (\varphi_r + \varphi_n)]^{-1}$	65,3
Радиус вращения груженого ковша $R_{vr}$ , м	$R_0 + L_r \cos (\varphi_r - \varepsilon)$	78,2
Величина центро斯特ремительной силы $F_u$ , кН	$m \omega^2 R_{ap}$	390,4
Значение равнодействующей сил в точке подвески ковша $F_p$ , кН	$(F_u^2 + F^2)^{0,5}$	2965,8
Величина угла между направлениями действия равнодействующей сил и силы тяжести ковша $\alpha$ , град	$\arccos FF_p^{-1}$	7,6
Значение угла между направлением действия силы тяжести ковша и усилия в подъемном канате $\beta$ , град	$90 - (\varepsilon + \varphi_n)$	25
Величина усилия в тяговом канате $F_r$ , кН	$F_p \sin \gamma [\sin (\varphi_r + \varphi_n)]$	2085,9
Значение угла, противолежащего вектору усилия в подъемном канате $\gamma$ , град	$180 - (\beta + \alpha + \varphi_r + \varphi_n)$	98,4
Величина усилия в подъемном канате $F_n$ , кН	$F_p \sin \gamma [\sin (\varphi_r + \varphi_n)]^{-1}$	3839,3
Величина силы тяжести в точке подвески ковша $F$ , кН	$F_n \sin (\varphi_n + \varepsilon) + F_r \sin (\varphi_r - \varepsilon)$	2940

тростремительной силы в точке подвески ковша [5]. Однако техническая реализация при этом требует большого состава сложной аппаратуры, наладка и ремонт которой достаточно сложны в реальных условиях эксплуатации драглайнов, и, кроме того, аппаратурная погрешность превышает эффект от учета центростремительной силы.

Реализация предложенного метода [5] существенно упрощается, если текущее значение центростремительной силы учитывать косвенным образом, а именно: величину силы тяжести  $F$  транспортируемого ковша характеризовать алгебраической суммой проекций усилий в подъемных  $F_n$  и тяговых  $F_t$  канатах на вертикальную ось (рис. 1):

$$F = F_n \sin(\varphi_n + \varepsilon) + F_t \sin(\varphi_t - \varepsilon), \quad (1)$$

где  $\varphi_n$ ,  $\varphi_t$  — величины углов, соответственно, между осью стрелы и подъемным и тяговым канатами;  $\varepsilon$  — величина углов наклона стрелы экскаватора к горизонту.

Математическая зависимость (1) справедлива при условии, что силы инерции при транспортировке ковша не учитываются; подъемные и тяговые канаты пересекаются в центре тяжести рабочего органа экскаватора; стрела и канаты считаются абсолютно жесткими, размерами головных и направляющих блоков пренебрегаем.

Исходными данными для проверки достоверности выражения (1) послужила техническая характеристика шагающего экскаватора ЭШ 100.100 [6] и промежуточное положение ковша в пространстве, для которого величины углов между осью стрелы и подъемным и тяговым канатами составляют соответственно 30 и 20 град. Результаты расчета приведены в таблице.

Рис. 2. Блок-схема устройства для измерения силы тяжести перемещаемого ковша

Анализ полученных результатов свидетельствует о достоверности математической зависимости (1).

Техническая реализация выражения (1) может быть осуществлена на базе известного устройства [4], оснащенного двумя синусно-косинусными вращающимися трансформаторами 1 и 2, в комплекте с выпрямителями 3 и 4, датчиком усилия в подъемном канате 5, дополненного датчиком усилия в тяговом канате 6, двумя блоками перемножения 7 и 8, сумматором 9 и индикатором 10. Блок-схема предполагаемого технического решения приведена на рис. 2. Следует отметить, что напряжение, снимаемое с синусной обмотки вращающегося трансформатора 1, пропорционально величине  $\sin(\varphi_n + \varepsilon)$ . Начальная фаза  $+e$  обеспечивается предварительным сдвигом ротора вращающегося трансформатора на величину угла наклона стрелы экскаватора к горизонту. На такой же угол в противоположном направлении смещается ротор вращающегося трансформатора 2 с целью формирования его синусной обмоткой величины  $\sin(\varphi_t - \varepsilon)$ .

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. А. с. 411199 МКИ Е 02 F 9/20. Способ определения степени загрузки ковша одноковшового экскаватора / А. И. Филинко и др. (СССР).— 1486260/29—14.— Заявлено 26.10.70; Опубл. 15.01.74., Бюл. № 2.— С. 3.
2. А. с. 861485 (СССР) МКИ Е 02 F 3/48. Способ определения массы ковша экскаватора-драглайна / О. А. Залесов, А. М. Мартынов, И. А. Филипенко (СССР).— 2658784/29—03.— Заявлено 10.05.78; Опубл. 07.09.81., Бюл. № 33.— С. 4.

3. А. с. 1041879 МКИ G 01 G 19/18. Способ определения веса груза, перемещаемого ковшом экскаватора / А. С. Перминов, И. Г. Котлубовский, Ю. А. Королев, А. П. Максимов (СССР).— 3399828/18—10.— Заявлено 18.02.82.; Опубл. 15.09. 83; Бюл. № 34.— С. 3.

4. А. с. 812886 МКИ Е 02 F 3/48, Е 02 F 9/20. Устройство для определения загрузки ковша драглайна / В. Я. Ткаченко (СССР).— 2593788/29—03.— Заявлено 23.03.78.; Опубл. 15.03.81, Бюл. № 10.— С. 5.

5. А. с. 469893 МКИ G 01 G 23/26. Способ определения веса ковша экскаватора с материалом / Г. Д. Афанасьев (СССР).— 1895481/18—10.— Заявлено 20.03.73; Опубл. 05.05.75, Бюл. № 17.— С. 3.

6. Беляев Ю. И. Совершенствование технологии выемочно-погрузочных работ на карьерах.— М.: Недра, 1977.— 295 с.

7. Ломакин М. С. Автоматическое управление технологическими процессами карьеров.— М.: Недра, 1978.— 280 с.

## УНИВЕРСАЛЬНЫЙ ДАТЧИК ДАВЛЕНИЯ ЖИДКОСТИ И МЕХАНИЧЕСКИХ УСИЛИЙ

Разработчик —  
Е. В. Калыгин  
с. и. с. кафедры ЭГП

Датчик предназначен для измерения механических усилий давления жидкостей и растворов.

Датчик представляет собой закрытый в корпусе магнитоупругий преобразователь, выполненный в виде плоской катушки возбуждения, в которой расположены чувствительные и компенсационные элементы с измерительными катушками.

Датчик позволяет без измерения конструктивных элементов, если поместить его в соответствующий корпус, измерять давление жидкости или механические усилия.

Преимущества датчика:

- повышенная чувствительность;
- при незначительных измерениях конструкции чувствительных элементов можно варьировать пределы измерения;
- прост в изготовлении;
- дешев, для изготовления не требует дорогостоящих материалов;
- унифицирован.

Датчик может применяться во всех отраслях народного хозяйства.

---

# ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.725

И. Г. Тарчевская

## ФЛОТАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА ОЛИВИНА

К роду оливина относятся минералы с общей формулой  $M_2^{2+}[SiO_4]$ . Главными катионами в них выступают  $Mg^{2+}$  (форстерит),  $Fe^{2+}$  (фаялит) и реже  $Mn^{2+}$  (тефроит). Минералы, содержащие все три компонента в большом количестве, редки. Обычно встречаются представители ряда форстерит — фаялит.

Оливин — типичный породообразующий минерал магматических пород основного или ультраосновного состава. Плотность минерала находится в пределах от 3,2 до 4,4 г/см<sup>3</sup>. Он парамагнитен, его удельная магнитная восприимчивость для образца с содержанием  $Mn=0,07\%$  и  $Fe=8\%$  равна  $18 \cdot 10^{-6}$  см<sup>3</sup>/г и линейно зависит от суммарного содержания этих элементов.

Оливиновые породы используются в качестве строительного камня и как сырье для производства технического стекла. Учитывая высокую температуру плавления (например, для форстерита  $t_{пл}=1890 \pm 5$  °C), оливин может быть использован как термостойкий материал.

Кроме того, оливиновые породы являются основными источниками образующихся по ним крупных месторождений талька, асбеста, никеля, кобальта, марганца, вермикулита. Следовательно, при флотационном обогащении руд или переработке отвалов может появиться проблема отделения оливина от ценных компонентов или получения оливиновых концентратов в качестве товарной продукции. Учитывая вышеизложенное и практическое отсутствие данных о флотируемости оливина, было выполнено данное исследование, объектом которого явился оливин следующего химического состава:  $SiO_2$  — 39,5 %;  $Fe_2O_3$  — 3,5 %;  $FeO$  — 7,8 %;  $MnO$  — 0,32 %;  $MgO$  — 40,9 %;  $Al_2O_3$  — 1,3 %;  $TiO_2$  — 0,09 %;  $CaO$  — 1,8 %.

Флотацию проводили в лабораторной машине механического типа с объемом камеры 250 см<sup>3</sup> при числе оборотов 5700 мин<sup>-1</sup>. Масса навески составила 50 г при крупности материала — 0,2 мм. Щелочная среда создавалась с помощью добавления в дистиллированную воду едкого натрия, а кислая — серной кислоты.

Флотируемость оливина катионными собирателями АНП и ГИПХ зависит от pH пульпы (рис. 1). Лучше всего он флотируется в нейтральной среде.

Для изучения сорбции реагентов на поверхности оливина был использован суспензионный эффект [1], который заключается в том, что pH осадка и выделенного из него фильтрата неодинаковы. Если суспензия состоит из отрицательно заряженных частиц, то pH суспензии

(осадка) ниже, чем pH фильтрата. Положительно заряженные частицы дают обратный эффект — pH супензии в этом случае выше, чем pH фильтрата. В общем случае знак заряда частиц соответствует знаку супензионного эффекта, определяемого как разность pH супензии и pH фильтрата. Абсолютная величина супензионного эффекта линейно зависит от концентрации супензии.

В процессе исследования навески оливина массой 20 г перемешивали с 50 см<sup>3</sup> раствора реагента-регулятора среды в течение 5 мин. Затем добавляли раствор катионного собирателя АНП и после перемешивания в течение 5 мин супензия отстаивалась до полного осветления верхнего слоя (15 мин). После этого определяли pH осветленного слоя и осевшей супензии.

В результате выполненных замеров установлено, что супензионный эффект оливина зависит от pH среды (рис. 2). Изоэлектрическая точка равна 10,7 и при значениях pH, меньших этой величины, минерал оказывается заряженным положительно, что создает препятствие для закрепления на поверхности оливина катионов собирателя. В связи с этим для получения удовлетворительных показателей флотации требуются высокие расходы катионного собирателя (5—6 кг/т). Снижение расхода АНП до 2,5 кг/т вызывает падение извлечения оливина до 50 % даже в области pH, обеспечивающей максимум извлечения.

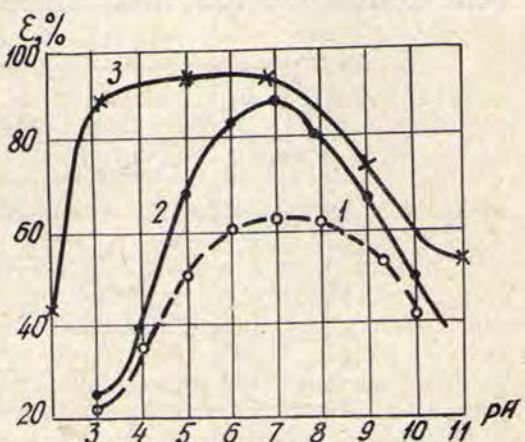


Рис. 1. Зависимость извлечения оливина при расходе ГИПХ 3 кг/т (1) 6 кг/т (2), АНП 6 кг/т (3) от pH

меньших этой величины, минерал оказывается заряженным положительно, что создает препятствие для закрепления на поверхности оливина катионов собирателя. В связи с этим для получения удовлетворительных показателей флотации требуются высокие расходы катионного собирателя (5—6 кг/т). Снижение расхода АНП до 2,5 кг/т вызывает падение извлечения оливина до 50 % даже в области pH, обеспечивающей максимум извлечения.

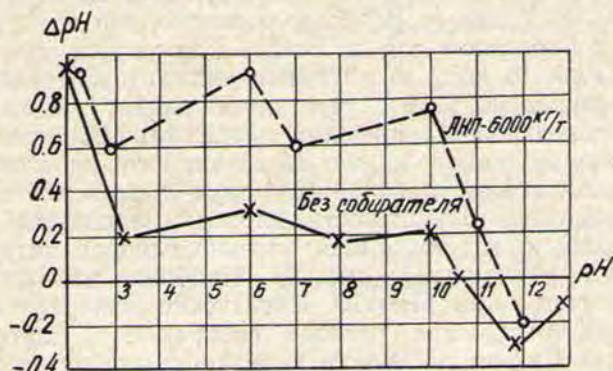


Рис. 2. Зависимость супензионного эффекта оливина от pH

Широкая область положительных значений супензионного эффекта обусловлена особенностями кристаллической структуры оливина, тогда как многие другие силикаты и алюмосиликаты, а также кварц в слабо-кислой, нейтральной и щелочной средах заряжены отрицательно и в связи с этим создаются более благоприятные условия для закрепления катионов амина, а необходимые для их флотации расходы катионных собирателей на порядок ниже [1, 2, 3, 4].

Добавление катионного собирателя АНП вызывает увеличение положительных значений супензионного эффекта в области  $\text{pH}=2,5\ldots 10,7$  или перезарядку поверхности оливина ( $\text{pH}=10,7\ldots 11,7$ ), т.е. при  $\text{pH}$  пульпы выше 2, но ниже 12, происходит потенциалопределяющая сорбция катионов амина. При дальнейшем увеличении щелочности среды сорбция катионов амина падает (см. рис. 2). Это вызвано, во-

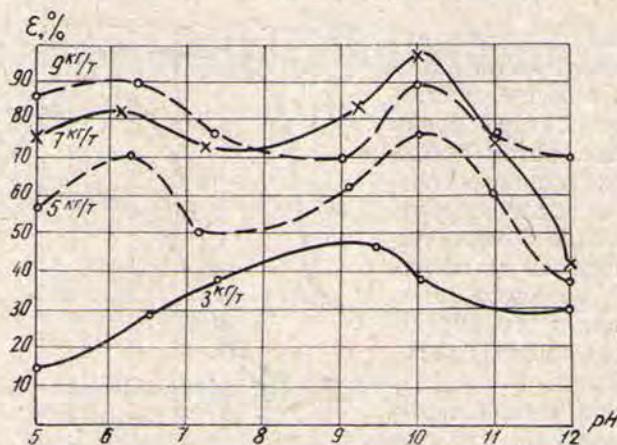


Рис. 3. Зависимость извлечения оливина от  $\text{pH}$  при различных расходах олеата натрия

первых, уменьшением заряда поверхности минерала за счет сжатия двойного электрического слоя в условиях высокой концентрации анионов щелочи, а во-вторых, снижением концентрации в растворе флотоактивной катионной формы амина [5]. Флотируемость оливина в этих условиях падает (при расходе АНП 6 кг/т) или прекращается при более низких концентрациях собирателя.

Флотация силикатов жирными кислотами и их щелочными мылами определяется химическим составом и строением минералов [5]. Предыдущими исследованиями [2] было показано, что олеат натрия является слабым собирателем для диопсида. Даже при очень высоких расходах собирателя (6 кг/т) в отсутствии активаторов извлечение минерала не превышало 30 %. В случае же оливина с учетом положительного заряда поверхности в широком диапазоне  $\text{pH}$ , а также того, что при раскальвании минерала на образующихся плоскостях обнажаются не только катионы магния, но и двух- и трехвалентного железа, можно предположить возможность флотации анионным собирателем.

Опыты показали, что флотация оливина олеатом натрия определяется величиной  $\text{pH}$  пульпы (рис. 3). Наиболее высокие результаты флотации получены при  $\text{pH}=10$ . Извлечение минерала в этих условиях достигает 95,6 % при расходе собирателя 7 кг/т. Повышение расхода олеата натрия до 9 кг/т вызвало снижение флотации минерала, что можно объяснить мицеллообразованием в растворе реагента. При этом концентрация олеата натрия составила 1,4 г/л, в то время как критическая концентрация мицеллообразования этого соединения равна 0,64 г/л.

При расходах олеата натрия, превышающих 3 кг/т, наблюдаются два максимума флотации: при  $\text{pH}$ , близком к 6, и при  $\text{pH}=10$ . Первый максимум флотации можно объяснить тем, что в условиях преобладания собирателя в активной протонированной форме заряд поверхности имеет максимальное положительное значение. Второй максимум флотируемости оливина можно объяснить тем, что при  $\text{pH}$ , близком к 10, катионы двухвалентного железа окисляются до трехвалентных,

способных образовать с анионами олеиновой кислоты весьма прочные гидрофобные соединения. Например, произведение растворимости олеата трехвалентного железа равно  $10^{-34,2}$ , тогда как эта же величина для двухвалентного железа равна  $10^{-15,4}$ . Кроме того, в случае высоких концентраций олеат-ионов на поверхности оливины образуется олеат магния, произведение растворимости которого  $10^{-13,8}$ , что способствует повышению флотируемости минерала.

При pH менее 6 флотация оливина снижается за счет того, что основная часть олеата сорбируется в этих условиях в молекулярной форме, непрочно закрепляясь на его поверхности. Падение флотации минерала в сильнощелочной среде возможно за счет конкуренции олеат-ионов с гидроксил-ионами.

Как было установлено флотационными опытами и подтверждено методами ИК-спектроскопии, катионы щелочноземельных и тяжелых металлов активируют кварц и другие силикаты при их флотации жирнокислотными собирателями [2, 5]. Последние закрепляются преимущественно хемосорбционно с образованием солей соответствующих металлов.

Для изучения влияния добавок хлорида кальция и железа на извлечение оливина в пенные продукты были проведены опыты, в которых навеску оливина перемешивали 4 мин с раствором едкого натрия при  $\text{pH}=10, 11, 12$ . После этого добавляли 1 %-ный раствор хлорида железа или хлористого кальция из расчета 50, 100, 200, 300 г/т и после их минутной агитации вводили раствор олеата натрия из расчета 5 кг/т. Добавление в пульпу катионов кальция и трехвалентного железа сопровождалось снижением флотации оливина и, особенно резко, в случае использования хлористого кальция. Например, при  $\text{pH}=12$ , расходе олеата натрия 5 кг/т и добавлении хлористого кальция из расчета 50 г/т флотация оливина отсутствует. В этих же условиях добавление хлорида железа (300 г/т) снижает извлечение исследуемого минерала в пенный продукт на 10 %.

Выявленное отрицательное влияние катионов металлов на флотацию оливина можно объяснить тем, что катионы кальция, не являясь изоморфными по отношению к кристаллической решетке минерала, связывают олеат-ионы в растворе в нерастворимые соединения, тем самым выводят анионы собирателя из флотационной системы. Тот же процесс может происходить и в случае избытка катионов трехвалентного железа в жидкой фазе флотационной пульпы.

В процессе выполнения флотационных опытов была установлена необходимость порционной подачи анионного собирателя.

Проведенные исследования позволили предложить условия селективной флотации оливина и доводки черновых оливиновых концентратов, полученных методом магнитной сепарации.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тарчевская И. Г., Жаворонкова В. В., Келина И. М. Изучение сорбции флотационных реагентов вермикулитами различных месторождений // Изв. вузов. Горный журнал. — 1987. — № 12. — С. 106—109.
2. Тарчевская И. Г. Флотационные свойства диопсида // Изв. вузов. Горный журнал. — 1990. — № 1. — С. 120—122.
3. Тарчевская И. Г., Жаворонкова В. В., Келина И. М. Флотационные особенности граната // Изв. вузов. Горный журнал. — 1982. — № 5. — С. 119—122.
4. Тарчевская И. Г., Келина И. М. Использование супензционного эффекта при изучении флотируемости мусковита и кварца // Обогащение неметаллических полезных ископаемых. — Свердловск, 1981, вып. 4. — С. 10—15.
5. Теория и технология флотации руд / Под общ. ред. О. С. Богданова. — М.: Недра, 1980. — С. 150—221.

## СИСТЕМНЫЙ АНАЛИЗ И ДЕКОМПОЗИЦИЯ ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ

Флотоклассификация как сложный комбинированный объект отличается большим многообразием возможных реализаций, которое определяется разновидностями составляющих ее методов флотации и

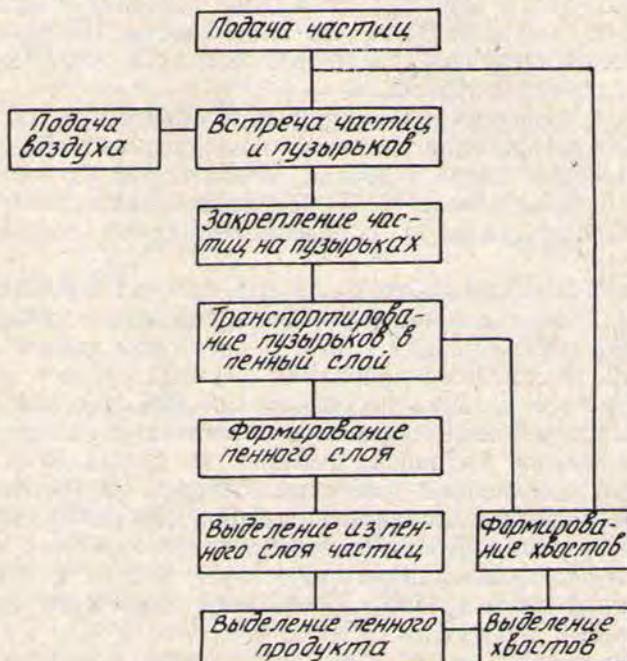


Рис. 1. Декомпозиционная схема процесса флотации из объема

гидравлической классификации, режимами и пространственно-временными факторами их осуществления. Целью системного анализа флотоклассификации является выделение из принципиально возможных наиболее эффективных сочетаний совместного проведения флотации и классификации.

Систематизация методов флотоклассификации требует рассмотрения пространственного аспекта. Условно пространство, в котором осуществляется процесс, подразделяется на зоны. Главными зонами являются зоны флотационного и гравитационного разделения материала, которые находятся в определенном взаимодействии и взаимосвязи.

Рассмотрим составляющие флотоклассификацию процессы.

Процессы флотации подразделяются на две большие группы: флотация из объема пульпы и пенная сепарация.

Флотация из объема декомпозиционно представляется, как это приведено на рис. 1. Предложенная декомпозиция отражает механизм выделения пенного продукта через встречу частиц с пузырьками, закрепление на них, транспортирование в пенный слой и выделение пенного продукта. При этом формирование хвостов осуществляется из частиц, не участвующих во взаимодействии с пузырьками, и частиц возвращающихся в пульпу с нагруженных пузырьков и из пенного слоя.

Пенная сепарация декомпозиционно представлена на рис. 2. Декомпозиция также отражает механизм процесса, включающий формирование пенного слоя, процессы закрепления флотируемых частиц в пенном слое, процессы выделения нефлотируемых частиц из пенного слоя и формирование хвостов. В пространстве под пенным слоем возможна реализация процесса флотации из объема с возвращением в пенный слой частиц, закрепившихся на пузырьках.

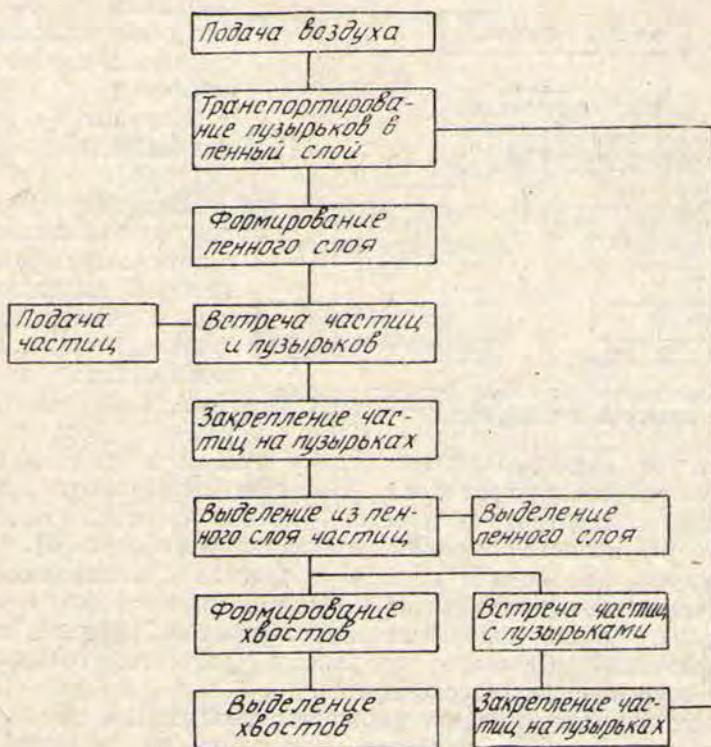


Рис. 2. Декомпозиционная схема процесса пенной сепарации

Гидравлическая классификация в зависимости от характера движения среды реализуется в прямолинейных (вертикальных, наклонных и горизонтальных) потоках под действием Архимедовой силы и в закрученных потоках под действием центробежной и Архимедовой сил. В любом варианте классификация включает процессы подачи исходного материала, разделения частиц по гидравлическому диаметру, формирование и выделение пескового и сливного продуктов. Декомпозиционная схема классификации приведена на рис. 3.

Взаимное расположение зон флотации и гидравлической классификации определяет различные варианты флотоклассификации. Разновидности флотоклассификации проявляются также в зависимости от того, в какую зону подается исходное питание. Системный анализ вариантов флотоклассификации выполнен на основестыковки декомпозиционных моделей флотации и классификации путем рассмотрения их сочетаний.

На основе декомпозиции любой вариант флотоклассификации включает следующие составные реализации: подача пульпы ( $ПП$ ) и воздуха ( $ПВ$ ) в процесс, флотация ( $\Phi$ ), гидравлическая классификация ( $K$ ), выделение концентрата ( $BK$ ), хвостов ( $BX$ ), слива ( $BC$ ) и песков ( $BП$ ). Процессы ( $\Phi$ ) и ( $K$ ) условно представлены в соответствую-

ющей очередности. Декомпозиционные схемы возможных вариантов приведены на рис. 4.

Вариант (а) состоит в том, что пульпа и воздух подаются в зону флотации, из которой выделяется концентрат, а хвосты подвергаются классификации с получением слива и песков.

Вариант (б) предусматривает подачу пульпы и воздуха в зону флотации, из которой выделяются хвосты, а концентрат подвергается классификации. В данном случае зона классификации стыкуется с зоной пенообразования слоя.

Вариант (в) является комбинацией вариантов (а) и (б).

Вариант (г) состоит в том, что пульпа подается в зону классификации, из которой выделяются пески, а слив подвергается флотации с получением концентрата и хвостов (слива флотоклассификации).

Вариант (д) предусматривает подачу пульпы в зону классификации, из которой выделяется слив, а пески подвергаются флотации с получением концентрата и хвостов (песков флотоклассификации).

Вариант (е) является комбинацией вариантов (г) и (д). Он отличается тем, что при подаче пульпы в процесс классификации получаемые грубо- и тонкозернистые фракции подвергаются флотации в различных зонах. Хвосты флотации грубозернистой фракции являются песками флотоклассификации, а хвосты флотации тонкозернистой фракции — сливом флотоклассификации.

В каждом варианте имеется множество реализаций, обусловленных видами флотации и классификации, режимами их проведения, степенью взаимодействия.

Флотация включает разновидности процессов с механическим перемешиванием пульпы в камерных или чановых флотомашинах, процессов без механического перемешивания в чановых и колонных машинах, процессов пенообразования и сепарации с совмещением и разделением зон пенообразования и сепарации частиц. Виды гидравлической классификации определяются характером движения среды и включают разновидности разделения в вертикальных, наклонных, горизонтальных и закрученных потоках.

При стыковке конкретных реализаций флотации и классификации исключаются из рассмотрения практически не осуществимые в одном аппарате и заведомо не эффективные варианты. Например, флотоклассификация с флотацией в камерной машине не может быть реализована в одном аппарате с центробежной классификацией в закрученных потоках.

Полное описание системы вариантов громоздко, поэтому ограничимся ее общим анализом с выделением вариантов, заслуживающих внимания при развитии флотоклассификации как нового направления в области обогащения полезных ископаемых.

Одним из вариантов флотоклассификации является реализация процесса с самопроизвольным формированием песков. В данном варианте основным является процесс флотации, а из хвостов флотации формируются слив и пески. Этот вариант может быть реализован

путем реконструкции существующих флотационных аппаратов в части формирования и выделения песковой фракции. Классификация в данном случае является самопроизвольным попутным процессом. Реализация такого варианта позволяет исключить запесковывание флотомашины, эффективно использовать этот вариант на грубоизмельченном материале и в замкнутом цикле измельчения. Наибольшего эффекта следует ожидать в случае реализации пневматической флотации в аэролифтных, колонных и чановых машинах.

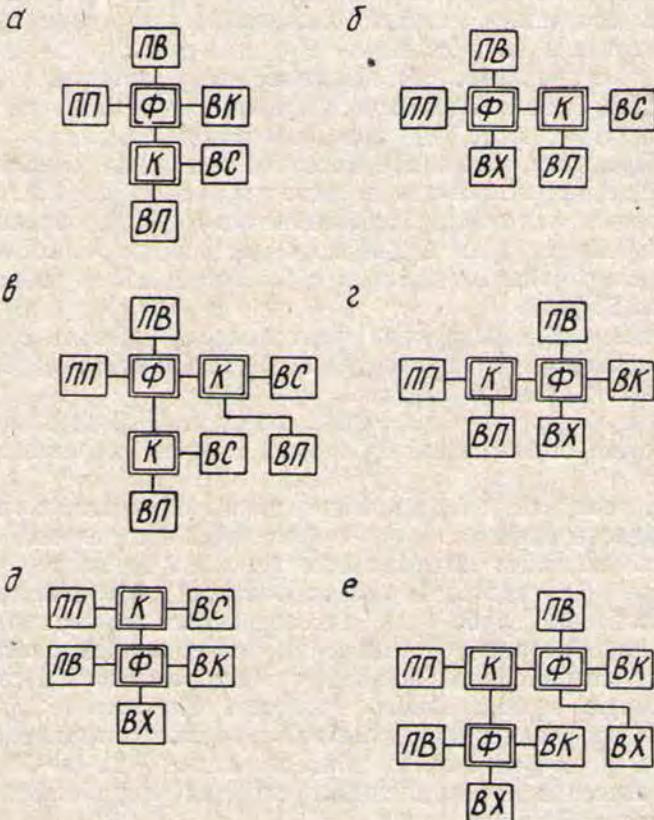


Рис. 4. Декомпозиционная схема вариантов флотоклассификации:

*ПП, ПВ* — подача пульпы, воздуха; *Ф, К* — процессы флотации и классификации; *ВС, ВХ, ВЛ* — процессы выделения концентратов, хвостов, слива, песков

Развитием этого варианта является создание новых аппаратов, реализующих принципы классификации хвостов флотационного процесса.

Разработан ряд реализаций, позволяющих получать в пенном продукте кондиционный концентрат при работе в замкнутом цикле измельчения, позволяющих получать отвальные хвосты в сливе флотоклассификации. Так, на Бурибаевской и Сибайской обогатительных фабриках в промышленных условиях испытаны конструкции чановых флотоклассификаторов с центральной загрузкой исходного питания, периферической разгрузкой пенного и сливного продуктов, разгрузкой песков из донной части аппарата [1, 4, 6]. В результате промышленных испытаний на Бурибаевской фабрике установлено, что выход кондиционного медного концентрата, получаемого во флотоклассификации,

составляет 5—10 % от общего количества готового медного концентрата всей схемы флотации. Реализация во флотоклассификаторе операции контрольной классификации слива гидроциклона повышает эффективность процесса измельчения. Массовая доля класса крупности минус 0,071 мм повышается на 2 %. В целом на Бурибаевской фабрике использование флотоклассификации привело к повышению извлечения в медный концентрат меди на 0,42 %, золота на 0,84 % и серебра на 1,24 % при неизменном качестве концентрата.

Промышленными испытаниями на Сибайской фабрике показана возможность получения из медно-цинковой руды кондиционного медного концентрата в количестве 0,9 т/ч, из медных руд — в количестве 1,6—1,8 т/ч. Установлено, что использование флотоклассификации на седьмой секции Сибайской фабрики приводит к повышению извлечения меди в концентрат на 0,7 % при повышении качества концентрата на 0,76 %. При этом, чем выше массовая доля меди в исходном питании, тем выше эффективность от использования флотоклассификации. В лабораторных условиях экспериментально установлено, что при флотоклассификации руды Сибайского месторождения возможно получение в сливе отвальных хвостов с массовой долей меди 0,2 % при выходе слива 23 %.

Разработан ряд конструкций флотоклассификаторов с использованием классификации в горизонтальном, вертикальном, тонкослойном наклонном и закрученном потоках.

В отдельную группу выделены варианты флотоклассификации, обеспечивающие оптимизацию флотации за счет гидравлической классификации.

Имеются реализации с выделением песковой фракции из зоны флотации тонкодисперсных частиц и ее флотацией в отдельной зоне с обеспечением необходимых оптимальных условий. Например, разработан центробежный флотационный классификатор, обеспечивающий раздельную флотацию грубо- и тонкозернистого материала. Аппарат испытан в лабораторных условиях на искусственной смеси пирита и кварца и на медной руде Сибайского месторождения. Испытания показали высокую эффективность процесса. Извлечение флотируемых компонентов по сравнению с обычной флотоклассификацией повышается на 3—5 %, эффективность классификации — на 5—6 %. Для реализации процесса в промышленных условиях разработан промышленный аппарат и рабочие чертежи.

Заслуживает внимание вариант флотоклассификации, по которому пески являются хвостами флотации, а в слив выделяются тонкодисперсные частицы и жидккая фаза, которая после обесшламливания используется в локальном водообороте. Процесс испытан в полупромышленных условиях в цикле слюдяной флотации. При производительности по исходному питанию 180 и 96 кг/ч и постоянном расходе соды 1 кг/т в процессе флотоклассификации переменными были расход воздуха и расход реагента АНП. Расход воздуха изменялся от 0 до 0,18 м<sup>3</sup>/ч, расход АНП — в пределах от 180 до 250 г/т. Испытания показали возможность снижения расхода АНП на 20 % и исключение из схемы одной перечистной флотации. При этом в сливе флотоклассификатора возможно получение отвальных тонкодисперсных хвостов.

Эффективным также является вариант, по которому классы крупности гидравлической классификации подаются в разные зоны процесса пенной сепарации. Чем выше крупность частиц, тем ближе к разгрузочному порогу подаются частицы на пенный слой.

Процесс реализован в лабораторных и промышленных условиях [7]. Для реализации процесса разработан и изготовлен аппарат, обеспечивающий разобщенную подачу классов крупности в пенный слой.

Испытания показали, что при обогащении калийных солей извлечение сильвина во флотоклассификацию повышается по сравнению с пенной сепарацией на 14 % при улучшении качества концентрата.

Принципиально новым направлением флотоклассификации является использование классификации для разделения пенных продуктов флотации. Процесс предусматривает совмещение классификации с выделением пенных продуктов. Варианты этого направления флотоклассификации позволяют получать один кондиционный или несколько разнокачественных пенных продуктов [5]. Один из вариантов этого направления обеспечивает разделение пенных продуктов в суживающихся потоках. Для реализации процесса разработаны аппараты [2, 3], позволяющие существенно повысить эффективность разделения. Испытания аппаратов при обогащении сульфидных медных руд показали возможность повышения извлечения меди в готовый концентрат на 1,5—2,0 %. В перспективе реализация варианта позволяет существенно снизить энергетические и эксплуатационные затраты при повышении показателей обогащения.

Рассмотренные варианты не исчерпывают всех возможностей флотоклассификации, они являются иллюстрацией продуктивности синтеза комбинированных процессов на основе системного анализа. Полученные результаты свидетельствуют о том, что флотоклассификация является достаточно перспективным направлением в области обогащения полезных ископаемых и заслуживает большого внимания при совершенствовании технологий обогащения различных материалов.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Интенсификация процесса флотации на Бурибаевской обогатительной фабрике / Морозов Ю. П., Поспелов Н. Д., Семидалов С. Ю. и др. // Цветная металлургия.—1978.—№ 10.—С. 23—25.
2. Колтунов А. В., Морозов Ю. П. Струйный желоб: Информ. листок № 276—84 Свердловского ЦНТИ.—Свердловск, 1984.—4 с.
3. Колтунов А. В., Морозов Ю. П., Козин В. З. Сужающийся желоб для обогащения пенных продуктов: Информ. листок № 292—84 Свердловского ЦНТИ.—Свердловск, 1984.—4 с.
4. Морозов Ю. П., Козин В. З., Коркин Б. И. Оптимизация работы флотоклассификатора на Сибайской обогатительной фабрике // Известия вузов. Горный журнал.—1992.—№ 7.—С. 120—124.
5. Морозов Ю. П., Козин В. З., Колтунов А. В. Моделирование процесса вторичной концентрации минералов // Известия вузов. Горный журнал.—1986.—№ 12.—С. 96—99.
6. Совершенствование технологии обогащения тонковкрапленных сульфидных руд на основе процесса флотоклассификации / Козин В. З., Морозов Ю. П., Базуева Н. В. и др. // Обогащение тонковкрапленных руд.—Апатиты: Изд. Кольского филиала АН СССР, 1984.
7. Технологическая оптимизация процесса пенной сепарации различных классов крупности / Чуянов Г. Г., Кравец Б. Н., Морозов Ю. П. и др. // Обогащение руд.—Иркутск: ИПИ, 1984.—С. 66—74.

УДК 622.7.01

Н. Т. Тагиров, Г. П. Ехлакова, С. Т. Конева,  
Д. И. Назаров, В. И. Белокрылецкий

#### СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ШЛАМОВЫХ ЧАСТИЦ КРУПНОСТЬЮ МЕНЕЕ 0,071 ММ

Анализ потерь металлов на обогатительных фабриках показал, что в результате переработки руд до 50 % их образуют шламы. Чтобы разрешить проблемы, связанные с этим явлением, необходимо выявить основные причины шламообразования.

Между дробильно-измельчительным и обогатительным переделами определенное место занимает операция классификации измельченной руды. Этому процессу уделяется мало внимания, а классификация в основном и определяет уровень технологических показателей обогащения.

Изучение процессов измельчения и классификации позволяет вскрыть недостатки в их организации. Повышение скорости вращения мельницы на 80 % сверх критической увеличивает измельчение ударом и снижает переизмельчение. Снижение загрузки крупных шаров до 20 % и добавление более мелких шаров, повышающих избирательность измельчения, способствует уменьшению шламообразования [17].

Классификация обычно осуществляется в аппаратах, принцип действия которых остается неизменным в течение многих десятков лет. Термин «готовый продукт» классификации относят ко всему материалу, измельченному до заданной укрупнности. Между тем с технологической точки зрения под «готовым продуктом» целесообразнее понимать определенную крупность полезного минерала. Принятая методика определения эффективности [9] классификации по граничному зерну пустой породы не отражает и не учитывает основную цель классификации — подготовку к флотации или какому-либо другому методу обогащения, поэтому эффективность спиральных классификаторов, рассчитанная по тяжелым минералам, составляет всего 10 %, а эффективность, рассчитанная по пустой породе, — 60 %. Для снижения переизмельчения полезно выводить из процесса готовые продукты в каждой стадии процесса, для этого следует вводить в схемы новое наиболее эффективно классифицирующее оборудование. В этом плане представляет интерес гидроциклон ОК-2, в котором выделение слива происходит в несколько стадий [17], а также флотоклассификация, представленная флотомашиной фирмы «Оутокумпу» (мгновенная флотация).

Ведется также поиск конструкции просеивающей поверхности, сочетающей в себе высокую износостойкость и большую площадь «живого» сечения сита. Поиск привел к созданию специфического резинового сита, получившего название «резонирующее ленточно-струнное сито» (РЛСС). Надрешетный продукт РЛСС содержит значительно меньше мелких зерен, чем надрешетный продукт простой проволочной сетки, что важно для снижения переизмельчения, а значит, и уменьшения потерь со шламами.

Таким образом, важнейшим фактором снижения потерь металла с тонкими шламистыми частицами является применение рациональных схем измельчения и классификации материала.

Эти мероприятия позволяют добиться снижения образования шламов. Однако образование большего количества шламов все-таки имеет место. Причем, как показывают анализы, шлам характеризуется высоким содержанием полезных компонентов. Поэтому возникает вопрос извлечения из шламов ценных компонентов.

В мировой практике наиболее распространенным способом обогащения тонковрапленных руд является флотация. Необходимы схемы, которые позволяют повысить эффективность извлечения тонких частиц, а также устраниТЬ влияние этих частиц на флотацию более крупных классов. К таким относятся схемы с раздельной обработкой крупных и тонких шламов реагентами и последующей раздельной их флотацией. Получили распространение схемы с выделением в начале процесса «головки» легкошламующихся минералов. Флотация «головки» производится слабым собирателем.

Ведущим направлением является изыскание новых сочетаний реагентов [18], т. е. синтез новых реагентов с заданными свойствами флотируемости.

В литературе отмечается благотворное влияние [4] на флотируемость шламов применение газообразного азота или других инертных газов, при этом расход реагентов сокращается в 2—4 раза [5, 7].

Результаты флотации шламов зависят от конструкции флотационных машин. За последние 20 лет доминирующей тенденцией в конструировании флотационных машин является увеличение объема камеры, особенно для тонких и ультратонких минеральных частиц. Верхняя граница размеров камеры за это время увеличилась с 2,8 до 60 м<sup>3</sup>. Это, например, флотомашины фирмы «Оутокумпу» (Финляндия) [6] и ряд других. Значительное место в мировой практике уделяется колонной флотации, в особенности для тонких и ультратонких частиц. В колонных флотомашинах реализуется высокая эффективность мелких пузырьков при флотации шламов (однако чрезмерно тонкое диспергирование воздуха (пузырьки менее 0,8 мм) приводит к «захлебыванию» аппарата). Колонные машины применяются на Кадамжайской, Алмалыкской и Учалинской фабриках [15, 16].

Ведутся работы по применению гидроцикла в качестве флотационного аппарата. Осуществление процесса в центробежном поле существенно снижает время флотации (с минут до секунд), улучшает технико-экономические показатели; снижает расход реагентов и набор реагентов (используется только пенообразователь) [14].

Таким образом, во флотации шламов намечаются тенденции: синтез новых реагентов с заданными свойствами флотируемости, использование инертных газов, увеличение объема камеры флотационной машины, внедрение колонной флотации и флотации в центробежном поле, разделная флотация крупных и тонких шламов.

Несмотря на развитие техники и технологии обогащения минерального сырья, гравитационные методы обогащения не утратили своего значения, а в ряде случаев являются весьма эффективными для выделения некоторой части готового концентрата. В последнее время в СНГ показана практическая возможность извлечения гравитационным способом рудных частиц крупностью до 0,1 мм. При создании гравитационных аппаратов превалируют две основные тенденции — использование вибраций и использование винтового движения пульпы; для тонких частиц к тому же нужны слабые воздействия потока и небольшие скорости. Наиболее высокое извлечение тонких частиц осуществляется на аппаратах, в которых относительно тонкие слои пульпы (1—5 мм) текут по наклонным поверхностям [20] с использованием колебаний.

Для разделения тонких фракций широко рекламируется многодечный автоматический шлюз с орбитальными колебаниями дек периодического действия типа «Мозли». Значительным его недостатком является периодичность процессов, а в связи с этим низкая производительность. Возникла необходимость разработки непрерывного процесса разделения на наклонной поверхности, совершающей орбитальные колебания.

Концентратор Бартлес-Кросслельт представляет шлюз с движущейся гладкой лентой, проходящей через ролики, наклоненной в попечном направлении под небольшим углом [4—7, 9, 15, 17, 18] к горизонтальной плоскости, одновременно совершающей орбитальные колебания с помощью дебаланса. Разделение функций обогащения и транспортировки позволило получить высокие показатели при обогащении шламов.

К аппаратам с использованием винтового движения пульпы относятся всевозможные центробежные концентраторы и винтовые шлюзы. Угол подъема винтовой поверхности существенно влияет на процесс обогащения. При обогащении шламов лучшие результаты получаются

при больших углах подъема винтовой линии. Целесообразное количество отсекателей 4—5 после второго витка [21]. Изменение коэффициента трения может привести к различным результатам, поэтому рифли заменяются на волнообразные углубления. Индивидуально подбираются и создаются новые.

Гравитационное обогащение тонкозернистых материалов в обычных условиях неизбежно связано с низкой эффективностью. Применение обычных классифицирующих гидроциклонов в качестве обогатительных аппаратов успеха не имеет. Установлено, что лишь с ростом величины угла конусности растет эффективность разделения. При углах более  $70^\circ$  ( $90$ — $120^\circ$ ) гидроциклон из классифицирующего режима можно перевести в режим обогатительный [14].

Таким образом, для извлечения крупных частиц шламов наиболее рационально применять гравитационные методы обогащения как наиболее дешевые и экологически чистые. Развитие гравитационных процессов при обогащении тонких шламов идет по пути создания многоярусных гравитационных аппаратов, применения различных видов колебаний с наложением их одно на другое, создания новых покрытий рабочей поверхности аппаратов.

Магнитное обогащение является основным методом в железорудной промышленности, но занимает не последнее место и в обогащении марганцевых, титановых и хромовых руд. Магнитные методы тесно переплетаются с гравитационными в процессах магнитогидродинамической (МГД) и магнитогидростатической (МГС) сепарации, в процессах флотации с использованием магнитного поля. Преимуществом процессов обогащения в магнитных полях является малая зависимость от среды, в которой происходит разделение, что дает возможность легко сочетать их с другими процессами в различных технологических схемах, особенно учитывая их практически абсолютную экологическую безвредность.

Важным преимуществом процессов обогащения в магнитных полях считается то, что они способны накладываться на другие виды физических полей по принципу суперпозиции. Это позволяет создавать комбинированные силовые режимы разделения, использующие сразу несколько свойств минералов. Это процессы полиградиентной, магнитно-адгезионной, феррогидростатической, магнитогидростатической, магнитогидродинамической, электродинамической сепарации, разделение на магнитных носителях, флотация в магнитном поле, термомагнитная сепарация, магнитная концентрация на наклонных поверхностях [10, 11].

Предложены различные способы сепарации руд с предварительным селективным покрытием магнитными материалами. Селективность процесса достигается регулированием сил взаимодействия между поверхностями магнитной фазы и минеральными фазами в пульпе так, что магнитное покрытие образуется только на определенных частицах. В отечественной промышленности для обогащения слабомагнитных руд применяются сепараторы 4ЭВМ-30/100; 2ЭВМ, 4ЭВМ-38/250, 4ЭВМ-38/275а 2ЭВС, 4ЭВС-36-100 и др. Для обогащения тонких шламов наибольший интерес представляет сепаратор 4ЭВМ-38/275А. Институтом Механобрчермет и Институтом по исследованию руд разработан сепаратор ВМС для обогащения тонковкрапленных слабомагнитных руд [13]. Испытаны и работают в промышленности и другие типоразмеры этого сепаратора — ВМС-5/2; ВМС-100/2; ВМС-50 [1, 8].

Из-за того, что частицы малой крупности имеют меньшую магнитную восприимчивость, чем крупные, эффективность сепарации для очень тонких частиц резко снижается. Нижний предел крупности равен 10 мкм, верхний — 1 мм. Плотность пульпы является наиболее

важным технологическим фактором, т. к. от нее зависит как производительность, так и эффективность сепарации. Плотность пульпы от 25 до 40 % твердого считается нормальной.

Полиградиентные роторные сепараторы выпускаются нескольких типов. Для обогащения тонких шламов фирмой «Репид» (Великобритания) выпускается полиградиентный сепаратор роторный с вертикальной установкой барабана, шведской фирмой «Сала» — карусельный, фирмой «Крупп» (ФРГ) — соленоидный сепаратор. В России полиградиентные сепараторы не выпускаются. Считаются лучшими барабанно-ручейковые или карусельные сепараторы типа ЭБШМ или 4ЭВМФ-45-250, 2/2 ЭРФМ-160 с зубчатыми пластинами [2].

Для тонковкрапленных руд (менее 0,04 мм) создан высокointенсивный трехроторный магнитный сепаратор ЭРФМ-1 (6ЭРМ-35/315). Преимущество этого сепаратора в том, что зазор между пластинами составляет 4 мм против 0,8 мм. Увеличение зазора достигнуто благодаря разработке пленочного течения пульпы по зазорам между пластинами [22].

Обогащение полезных ископаемых в магнитных полях является наиболее интенсивно развивающимся направлением. Для обогащения шламов слабомагнитных руд могут быть использованы высокоградиентные сепараторы.

С целью повышения эффективности обогащения шламов требуется разработка новых аппаратов для флотации, гравитации и магнитной сепарации.

Причинами низкой селективности флотации тонких частиц считается слипание разделяемых минералов между собой и близость их поверхностных свойств в пульпе. Следует отметить, что неселективная флокуляция может быть и между частицами разных размеров [19].

Первым необходимым условием хорошего разделения тонких частиц является диспергирование пульпы, ввиду того, что во многих случаях минеральные частицы неселективно сферулитированы. В качестве диспергаторов применяют как неорганические, так и органические соединения. Задача диспергирования пульпы может быть также решена путем создания механических диспергаторов. Такие аппараты могут использовать ультразвук, принцип линейно-индукционного вращателя и др. В качестве диспергаторов используют полимеры растительного происхождения — крахмал, виспрофлок 20, КМЦ, сединур Т-1 и т. д., а также реагенты — соду, жидкое стекло [23].

Селективная же флокуляция позволяет повысить селективность разделения минералов и снизить их потери.

Применение флокуляции в технологических схемах обогащения шламов дает возможность повысить качество концентратов.

Извлечение при обычной флотации гораздо ниже (раза в 1,5), чем при флокулярной, при этом скорость флокулярной флотации в 4,1 раза превышает скорость обычной флотации.

Традиционное представление комбинированной технологии — это обогащение «в голове» процесса по одному методу, а в «хвосте» — по другому.

Комбинированные схемы для обогащения шламов — это в основном разделение шламов по крупности и далее обогащение материала различной крупности гравитацией, флотацией или магнитной сепарацией [12]. К созданию комбинированных магнитно-гравитационно-магнитных, магнитно-флотационных схем обогащения шламов надо подходить так, что каждый продукт, полученный разделением по одному физическому свойству, должен разделяться и по другому физическому свойству, что можно регулировать применением предварительной селективной флокуляции [3].

В заключение можно сделать вывод, что диспергирование пульпы и селективная флокуляция имеет решающее значение при обогащении шламов гравитационными, флотационными и магнитными методами.

## ВЫВОДЫ

1. Снижение потерь полезных минералов со шламами должно начинаться на стадии подготовки материала к обогащению. Снижение переизмельчения достигается применением рациональных схем измельчения и классификации, обеспечивающих максимальный вывод готовых продуктов, использованием эффективных классифицирующих аппаратов, флотоклассификации, разработкой конструкции просеивающей поверхности, сочетающей в себе высокую износостойкость и большую площадь живого сечения сита.

2. Наиболее перспективными методами извлечения шламов ценных компонентов являются флотационный, гравитационный и магнитный.

Основные направления флотационного обогащения:

- изыскание новых сочетаний известных реагентов;
- синтез новых реагентов с заданными свойствами на основе ранее применяемых;
- использование взамен воздуха газообразного азота или других инертных газов при флотации, приводящее к сокращению расхода реагентов в 2—4 раза.

Основные направления гравитационного метода:

- создание многоярусных гравитационных аппаратов с наложением одно на другое разного вида колебаний и различными покрытиями рабочей поверхности аппаратов, способствующими селективности разделения рудных минералов и пустой породы.

Магнитное обогащение шламов развивается по пути разработки и применения полиградиентной, магнитно-адгезионной, ферростатической, магнитогидростатической, магнитогидродинамической, электродинамической сепарации; разделения на магнитных носителях; флотации в магнитном поле; терромагнитной сепарации; магнитной концентрации на наклонных поверхностях.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Антоненко Л. К. и др. Магнитное обогащение слабомагнитных руд на сепараторе ВМС // Научно-технический прогресс в обогащении полезных ископаемых.— М.: Наука, 1988.— С. 78.
2. Арсентьев В. А. и др. Влияние структурно-механических свойств пульпы тонких марганцевых шламов на показатели их стущения и обогащения // Обогащение слабомагнитных руд черных металлов.— М.: Недра, 1984.— С. 86.
3. Арсентьев В. Л. и др. Современное состояние обогащения руд черных металлов // Переработка труднообогатимых руд.— М.: Наука, 1987.— С. 139.
4. Бабенко В. А. О механизме упрочнения контакта между частицей и пузырьком // Обогащение руд.— 1987.— № 6.— С. 5.
5. Богданов О. С. и др. Исследования по применению газообразного азота при флотации медно-никелевых руд // Обогащение руд.— 1988.— № 4.— С. 11.
6. Емельянов М. Ф. и др. Повышение эффективности работы флотационных машин при увеличении степени изоляции камер // Цв. металлы.— 1988.— № 4.— С. 92.
7. Еропкин Ю. И. и др. Применение азота при разделении медно-молибденовых концентратов на Каджарской фабрике // Цв. металлы.— 1987.— № 7.— С. 92.
8. Изучение разделения тонких частиц слабомагнитных минералов в сильных магнитных полях / Малик О. П., Анелова С. М. // Пробл. физ. горн. пород.— М., 1984.— С. 59—62.
9. Капралов Е. П. Перспективы технического перевооружения узлов грохочения обогатительных фабрик цветной металлургии // Обогащение руд.— 1984.— № 6.— С. 27.
10. Кармазин В. И., Кармазин В. В. Сепараторы с сильным полем // Магнитные методы обогащения.— М.: Недра, 1984.— С. 354.

11. Кармазин В. В., Кармазин В. И. Современное состояние и перспективы разделения минералов в магнитных и электрических полях // Переработка труднообогатимых руд.— М.: Наука, 1987.— С. 45.
12. Краснов Г. В. и др. Внедрение на ПОФ-1 Магнитогорского комбината магнитного фильтр-сепаратора ПБФМ-90-250 // Обогащение руд.— 1988.— № 3.— С. 38.
13. Ломовцев Л. А. и др. Высокоинтенсивный магнитный сепаратор типа ВМС для обогащения слабомагнитных тонковкрапленных руд // Черная металлургия.— 1987.— Вып. 2.— С. 41.
14. Лопатин А. Г. Реальная структура потоков в гидроциклонах и пути совершенствования их работы // Цв. металлы.— 1984.— № 8.— С. 99.
15. Максимов И. И., Боркин А. Д. и др. Изучение влияния глубины камеры на технологические показатели флотации в колонной пневматической машине // Обогащение руд.— 1986.— № 4.— С. 27—30.
16. Максимов И. И., Боркин А. Д. и др. Применение колонных флотомашин в перечистных операциях при обогащении руд цветных металлов // Обогащение руд.— 1988.— № 6.— С. 36—39.
17. Митрофанов С. И. Совершенствование процесса измельчения — важный резерв повышения технологических показателей на обогатительных фабриках // Цв. металлы.— 1986.— № 5.— С. 95.
18. Рыскина Н. Я. и др. Совершенствование технологии обогащения руд цветных металлов на основе оптимизации реагентных режимов флотации // Современные тенденции в разработке и использовании флотореагентов для обогащения руд тяжелых цветных металлов за рубежом.— М.— 1986.— С. 4—15.
19. Селективная флокуляция // Цв. металлы.— 1987.— № 10.— С. 125.
20. Синельников Л. Н. Совершенствование гравитационного оборудования для обогащения шламов за рубежом // Цв. металлургия.— 1982.— № 8.— С. 27—29.
21. Суббота А. Ф. и др. Разработка технологии обогащения тонкоизмельченных окисленных железных руд с использованием гравитационных аппаратов // Новые способы и аппараты для обогащения руд черных металлов.— М., 1986.— С. 25.
22. Туркенич А. М. Течение пульпы по наклонным треугольным впадинам пластин роторных магнитных сепараторов // ОПИ.— Киев, 1988, № 38.— С. 104.
23. Шишкова Л. М. Влияние реагентов — диспергаторов на гравитационное обогащение шламовой части оловянных руд // Обогащение комплексных руд цветных и редких металлов.— М., 1984.— С. 15.

УДК 622.75/77

Г. П. Ехлакова, Н. Т. Тагиров, Д. И. Назаров, В. И. Белокрылецкий

## ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ГРАВИТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ В ВОДНОЙ СРЕДЕ ХРОМШПИНЕЛИДА И СОПУТСТВУЮЩИХ ЕМУ МИНЕРАЛОВ

Технологической схемой обогатительной фабрики Донского ГОКа для обогащения хромовых руд кл. 10—3 и 3,05 мм предусмотрена отсадка, причем необходимость получения концентратов указанных классов обусловлена требованиями ферросплавной и оgneупорной промышленности.

Однако с целью упрощения технологической схемы рядом исследователей предлагается проводить отсадку неклассифицированного материала 10—0 мм, а потребности промышленности в концентратах классов 10—3 и 3,—0,5 мм удовлетворять путем грохочения концентрата [4].

Цель исследований, изложенных в данной статье,— изучение закономерностей разделения в свободных и стесненных условиях в водной среде зерен хромшпинелида и сопутствующих нерудных минералов и на основании теоретических обоснований определение рациональной схемы обогащения класса 10—0 мм.

Методика подготовки материала и проведения экспериментов заключалась в следующем.

Отбирались зерна хромшпинелида и сопутствующих минералов: серпентинита, дунитового серпентинита и магнезита с различных участков месторождения размером 10; 8; 6; 5; 4; 3; 2; 1 и 0,5 мм от 10 до 40 зерен. Материал тоньше 0,5 мм рассеивался на ситах 0,2; 0,1

и 0,071 мм, от которых отбирались соответствующие группы зерен. Масса зерен взвешивалась на электронных весах.

Опыты по определению скоростей свободного падения хромшпинелида и сопутствующих минералов различных участков месторождения проводили в стеклянной трубе диаметром 80 мм и высотой 1500 мм в дистиллированной воде при температуре 18—20°C. Было поставлено 25 серий опытов.

Скорости свободного падения по экспериментальным данным определяли по формуле

$$\vartheta_0 = \frac{H_t}{\tau_{cp}}, \quad (1)$$

где  $H_t$  — высота падения зерен минералов в водной среде, равная 1,5 м;  $\tau_{cp}$  — среднее время падения минеральных зерен, с.

Эквивалентные диаметры  $d_3$  рассчитывали из условий приближения частиц к форме шара по формуле

$$d_3^w = \sqrt[3]{\frac{6m}{\pi \cdot \delta \cdot n}}, \quad (2)$$

где  $m$  — масса зерен, кг;  $\delta$  — плотность зерен, кг/м<sup>3</sup>;  $n$  — число зерен.

Определялся параметр Рейнольдса (Re) по формуле

$$Re = \frac{\vartheta_0 \cdot d_3 \Delta}{\mu}, \quad (3)$$

где  $\Delta$  — плотность воды, кг/м<sup>3</sup>;  $\mu$  — коэффициент вязкости воды, Н·с/м<sup>2</sup> (при  $T = 20^\circ\text{C}$ ,  $\mu = 1 \cdot 10^{-3}$  Н·с/м<sup>2</sup>).

В соответствии с полученными параметрами Рейнольдса и согласно диаграмме Релея для расчета скоростей свободного падения использованы формулы Риттингера для зерен крупнее 0,8 мм, Аллена — для 0,8—0,12 мм и Стокса — для 0,12—0,012 мм [2].

Скорость стесненного падения рассчитывалась по формуле Ханкока [2]

$$v_{ct} = v_0 \cdot \theta^2, \quad (4)$$

где  $\theta$  — коэффициент разрыхления.

По И. Н. Качану [1] коэффициент разжижения ( $R$ ) связан с коэффициентом разрыхления ( $\theta$ ) зависимостью

$$R = \frac{\theta}{1 - \theta},$$

где  $R$  — объемное отношение жидкого к твердому во взвеси.

Проведенными нами исследованиями по отработке оптимальных параметров работы отсадочных машин ОМР-1А, ОПМ-24, ОПМ-25 и ОПС-24 в промышленных условиях на Донском ГОКе установлено, что эффективное обогащение хромовых руд методом отсадки происходит при разжижении, равном 5. Коэффициент разрыхления при этом равен 0,83.

В табл. 1 в качестве примеров приведены экспериментальные и расчетные параметры зерен хромшпинелида и сопутствующих ему минералов, определенные для свободных и стесненных условий в водной среде.

На рис. 1, а..б приведены соответственно изменения скоростей свободного и стесненного падения зерен хромшпинелида и сопутствующих минералов в зависимости от крупности зерна, а на рис. 2 — отклонения скоростей свободного (1, 3, 5, 7) и стесненного (2, 4, 6, 8) падения зерен хромшпинелида и нерудных металлов серпентинита и магнетита.

Таблица 1

Экспериментальные и расчетные параметры зерен хромшпинелида и сопутствующих ему минералов, определенные для свободных и стесненных условий в водной среде

Продукты	Условные обозначения	Размер зерен по ситовому анализу $d_c \cdot 10^{-3}$ , м												
		10	8	6	5	4	3	2	1	0,5	0,2	0,1	0,071	-0,071
1. Хромшпинелид $\delta = 4390$ кг/м <sup>3</sup>	$m \cdot 10^{-3}$ кг	5,58833	2,46973	1,66825	1,40810	0,68838	0,36522	0,11255	0,05219	9,15	18,27	48,75	58,75	128,75
	$\tau_{cp}, \text{с}$	2,50	3,13	3,23	3,46	4,04	4,54	4,80	6,43	0,164	0,082	0,031	0,025	0,011
	$\Phi_0, \text{м/с}$	0,600	0,480	0,464	0,333	0,371	0,330	0,312	0,233	0,57	0,35	0,15	0,085	0,071
	$d_s \cdot 10^{-3}, \text{м}$	9,33	7,11	6,24	4,96	3,91	3,23	2,54	1,71					
	$K_p$	3,37	3,09	3,20	3,35	3,17	3,35	3,06						
	$K_A$													
	$K_C$													
	$Re$	5600	3400	2900	2100	1500	1100	800	400	0,54	0,36	0,90	2,59	2,45
	$\Psi$	0,45	0,53	0,50	0,46	0,49	0,51	0,45	0,45	0,161	0,113	0,056	0,021	0,017
	$\Phi_{cr}, \text{м/с}$	0,414	0,331	0,320	0,299	0,256	0,228	0,215	0,161					
2. Серпентинит $\delta = 2500$ кг/м <sup>3</sup>	$m \cdot 10^{-3}$ , кг	4,27017	2,31523	0,9983	0,9321	0,4574	0,2087	0,17535	0,0529	0,0334	137,50	106,66		
	$\tau_{cp}, \text{с}$	4,46	4,60	5,13	6,18	7,24	7,92	10,56	15,46	20,30	27,06	72,33		
	$\Phi_0 \cdot 10^{-3}, \text{м}$	0,336	0,326	0,292	0,243	0,297	0,189	0,142	0,097	0,074	0,055	0,021	0,014	0,011
	$d_s \cdot 10^{-3}, \text{м}$	10,29	8,39	6,34	5,22	4,12	3,14	2,37	1,30	0,83	0,35	0,15	0,085	0,071
	$K_p$	2,71	2,91	2,76	2,63	2,75	2,36	2,17						
	$K_A$													
	$K_C$													
	$Re$	3500	2700	1900	1300	900	600	300	100	61,4	19,2	3,1	1,29	
	$\Psi$	0,69	0,60	0,57	0,67	0,73	0,67	0,89	1,06	1,15	0,89	2,86	3,25	
	$\Phi_{cr}, \text{м/с}$	0,232	0,225	0,201	0,168	0,143	0,130	0,098	0,067	0,051	0,038	0,014	0,0097	
	$\Phi_{cr, авт.}$	3,75	3,25	3,08	3,63	3,96	3,67	4,85	5,67	6,27	4,91	15,04	17,76	
	$\Phi_{cr, Лянц.}$	3,63	3,16	3,00	3,52	3,84	3,52	4,68	5,58	6,05	4,68	15,05	17,10	
	$\Phi_{cr, Авт.}$	0,222	0,215	0,191	0,161	0,136	0,125	0,094	0,063	0,48	0,063	0,013	0,0094	

Окончание табл. 1

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
3. Магнезит $\delta = 2810 \text{ кг}/\text{м}^3$	$m \cdot 10^{-3}, \text{ кг}$ 4,4335	2,3419	1,0790	0,6269	0,3384	0,1842	0,2476	0,0884	0,0339	26,25	70,0	107,50	178,75		
	$T_{cr}, \text{ с}$ 4,0	4,96	5,63	5,93	8,63	11,66	15,80								
	$\Phi_0, \text{ м}/\text{с}$ 0,375	0,375	0,302	0,266	0,253	0,174	0,128	0,095	0,057	0,021	0,014	0,0084			
	$d_s \cdot 10^{-3}, \text{ м}$ 10,02	8,69	6,27	4,41	3,58	2,91	2,58	1,45	0,83	0,35	0,15	0,085	0,071		
	$K_p$	2,80	3,10	2,85	3,41	3,31	3,49	2,54	2,51						
	$K_A$														
	$K_C$														
	$Re$	3800	3000	1900	1300	1000	700	400	185,6	78,8	20,0	3,1	1,2	1,07	
	$\Psi$	0,67	0,53	0,63	0,44	0,46	0,42	0,78	0,81	0,85	1,01	3,46	3,92		
	$\Phi_{cr}, \text{ м}/\text{с}$	0,259	0,259	0,208	0,183	0,175	0,120	0,088	0,065	0,039	0,014	0,0097			
	$\Psi_{cr, \text{ Авт.}}$	3,54	2,86	3,43	2,41	2,53	2,25	4,25	4,46	4,68	5,53	17,78	20,16		
	$\Psi_{cr, \text{ Ляп.}}$	3,52	2,78	3,31	2,31	2,42	2,21	4,10	4,25	4,47	5,31	18,21	20,63		
	$\Phi_{cr, \text{ Авт.}}, \text{ м}/\text{с}$	0,244	0,246	0,199	0,200	0,176	0,166	0,115	0,085	0,063	0,037	0,013	0,0092		
4. Хромшипин- лид (сростки) $\delta = 3100 \text{ кг}/\text{м}^3$	$m \cdot 10^{-3}, \text{ кг}$ 4,3520	3,0847	1,2285	1,1046	0,4610	0,2322	0,2380	0,0960	0,0270						
	$T_{cr}, \text{ с}$ 4,10	4,20	4,56	4,80	5,35	5,98	7,35	10,55	14,28	17,22	45,00	62,50	161,25		
	$\Phi_0, \text{ м}/\text{с}$ 0,366	0,357	0,329	0,312	0,280	0,251	0,204	0,142	0,105	0,087	0,033	0,024	0,0093		
	$d_s \cdot 10^{-3}, \text{ м}$ 9,63	8,59	6,33	5,14	3,86	3,06	2,48	1,42	0,74	0,35	0,15	0,085	0,071		
	$K_p$	2,57	2,65	2,85	3,00	3,14	2,82	2,60							
	$K_A$														
	$K_C$														
	$Re$	3500	3100	2100	1600	1100	800	500	201,6	77,7	30,4	4,95	2,0	1,59	
	$\Psi$	0,77	0,72	0,62	0,56	0,52	0,63	0,75	0,72	0,49	1,46	1,51			
	$\Phi_{cr, \text{ м}/\text{с}}$	0,252	0,246	0,227	0,215	0,193	0,173	0,141	0,098	0,072	0,060	0,023	0,017		
	$\Psi_{cr, \text{ Авт.}}$	4,17	3,90	3,38	3,06	2,85	2,81	3,42	4,07	3,92	2,66	8,25	7,67		
	$\Psi_{cr, \text{ Ляп.}}$	4,05	3,79	3,26	2,94	2,73	2,73	3,31	3,95	3,79	2,58	7,68	7,94		
	$\Phi_{cr, \text{ Авт.}}, \text{ м}/\text{с}$	0,241	0,235	0,217	0,206	0,185	0,165	0,135	0,094	0,069	0,057	0,021	0,016		

Условные обозначения:  $m \cdot 10^{-3}$  — масса зерна, кг;  $t_{cr}$  — среднее время падения зерен, с;  $\Phi_0$  — скорость свободного падения, м/с;  $d_3 \cdot 10^{-3}$  — эквивалентный диаметр зерна, м;  $K_p$ ,  $K_A$ ,  $K_C$  — коэффициенты формы зерен, соответствующие к формулам Риттигера, Аллена, Стокса;  $Re$  — параметр Рейнольдса;  $\Psi$  — коэффициент сопротивления для условий свободного падения;  $\Phi_{cr, \text{ Авт.}}$  и  $\Phi_{cr, \text{ Ляп.}}$  — скорости стесенного падения по формулам Ханкока и Лавторов;  $\Psi_{cr, \text{ авт.}}$  и  $\Psi_{cr, \text{ ст.}}$  — коэффициенты сопротивления для стесенных условий по формулам авторов и Лященко.

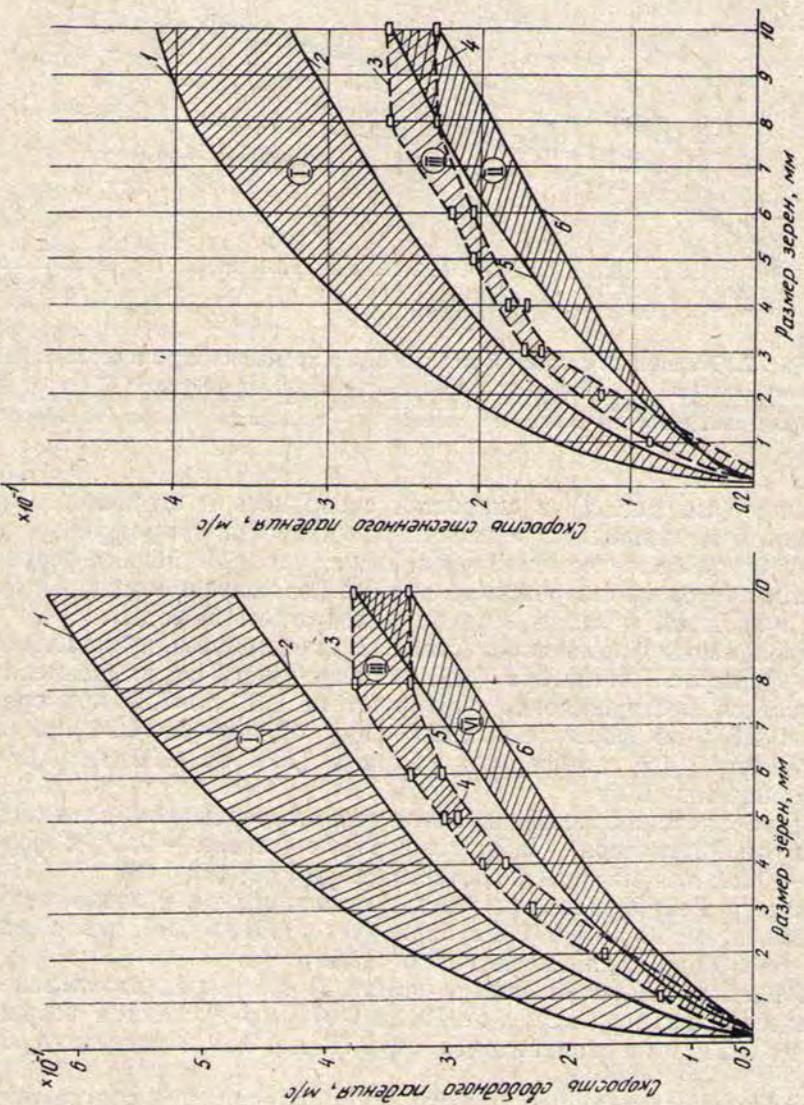


Рис. 1. Зависимость скорости:  
 $a$  — свободного падения зерен хромшпинелида (I), серпентинита (II) и магнезита (III) в воде от их размера;  
 $\delta$  — стесненного падения  
1: 1 —  $\delta = 4430$  кг/м; 2 —  $\delta = 4170$  кг/м<sup>3</sup>; 111: 3 —  $\delta = 2970$  кг/м<sup>3</sup>; 4 —  $\delta = 2810$  кг/м<sup>3</sup>; 5 —  $\delta = 2670$  кг/м<sup>3</sup>; 6 —  $\delta = 2500$  кг/м<sup>3</sup>

Скорости свободного и стесненного падения зерен хромшпинелида в 1,5—1,8 раза выше скоростей падения зерен серпентинита и в 1,3—1,6 раза выше скоростей падения зерен магнезита при соответственных эквивалентных диаметрах, что предопределяет условия эффективного разделения их гравитационными методами.

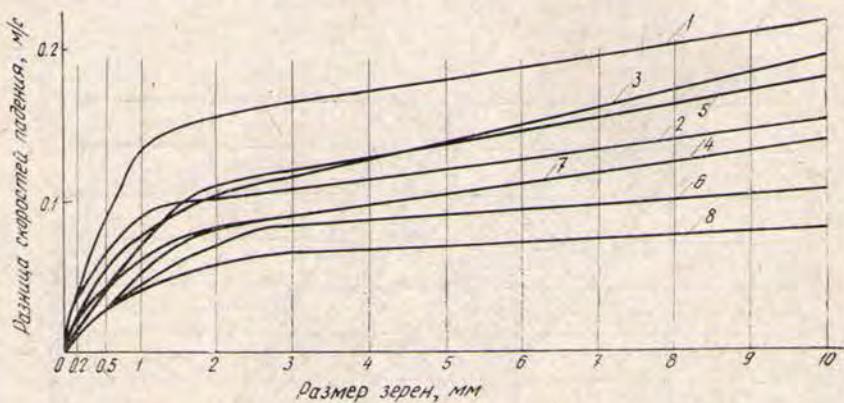


Рис. 2. Отклонения скоростей падения зерен хромшпинелида и серпентинита:  
1 — свободного падения, 2 — стесненного падения (карьер 40 лет Казахской ССР); 3 — свободного падения, 4 — стесненного падения (карьер Комсомольский); 5 — свободного падения, 6 — стесненного падения (карьер Северный); 7 — свободного падения, 8 — стесненного падения (карьер Миллионный).

Разница (см. рис. 2) в скоростях свободного и стесненного падения зерен хромшпинелида и нерудных минералов для крупных зерен от 10 до 3 мм более чем в 2 раза выше, чем для мелких зерен, что обуславливает различие режимов для их разделения методом отсадки (числа пульсаций, расхода воздуха и подрешетной воды).

Коэффициенты формы зерен (табл. 2) для хромшпинелида при расчете по формуле Риттингера ( $K_p$ ) в зависимости от их размера для всех участков месторождения варьируют от 2,62 до 3,27 при среднем значении 2,87; по формуле Аллена ( $K_A$ ) от 0,84 до 1,24 при среднем значении 1,02; по формуле Стокса ( $K_C$ ) от 0,32 до 1,82 при среднем значении 1,05.

Средние значения коэффициентов формы зерен для серпентинита по формуле Риттингера — 2,54; по формуле Аллена — 0,93; к формуле Стокса — 1,29; для магнезита соответственно 2,63; 1,0; 1,06.

Параметр Рейнольдса для зерен хромшпинелида в зависимости от крупности их от 10 до 0,071 мм варьирует от 5100 до 1, для серпентинита — от 3300 до 1; для магнезита от 3200 до 1.

Коэффициент сопротивления  $\phi$  (табл. 3) для зерен хромшпинелида при снижении размера зерен от 10 до 0,071 мм в среднем возрастает от 0,62 до 2,23; для серпентинита от 0,78 до 3,39 и магнезита от 0,81 до 3,13.

Коэффициенты равнопадаемости хромшпинелида и сопутствующих минералов для условий свободного падения определены по методике П. В. Лященко [2]:

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\psi_1(\delta_2 - \Delta)}{\psi_2(\delta_1 - \Delta)}, \quad (5)$$

где  $d_1$  и  $d_2$  — соотношения диаметров зерен с меньшей плотностью к зернам с большей плотностью, имеющим одинаковую скорость падения в водной среде.

Расчет коэффициентов равнопадаемости в стесненных условиях производился по методике Т. Г. Фоменко и Е. М. Погарцевой [3]

$$e_{ct} = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\psi_1(\delta_2 - \rho)}{\psi_2(\delta_1 - \rho)}, \quad (6)$$

где  $\rho$  — фиктивная плотность среды,  $\text{кг}/\text{м}^3$

$$\rho = \frac{4d\delta g}{3\psi \vartheta_{ct}^2 + 4dg}. \quad (7)$$

Значения эквивалентных диаметров равнопадающих зерен серпентинита и хромшпинелида в интервале от 10 до 0,071 мм, коэффициентов равнопадаемости, а также шкалы классификации в свободных и стесненных условиях приведены в табл. 4. Данные табл. 4 показывают, что средние значения эквивалентных диаметров равнопадающих зерен в свободных условиях колеблются в пределах 9,64—2,78 м; 3,32—1,35 мм, 1,31—0,58 мм, коэффициенты равнопадаемости в свободных условиях для средних значений составляют 3,47; 2,38; 2,26; в стесненных условиях — соответственно 4,40; 4,70; 5,40.

Шкала классификации для средних значений составляет: в свободных условиях — 10—2,88; 2,88—1,21 мм; 1,21—0,5 мм, а в стесненных — 10—2,3; 2,3—0,5 мм.

Расчеты показывают, что при обогащении материала класса 10—0 мм хромовые руды перед отсадкой следует классифицировать на узкие классы 10—2,3 мм и 2,3—0,5 мм.

Практически на обогатительной фабрике материал класса 10—0 мм подвергается классифика-

Таблица 2

Значения коэффициентов формы  $K_P$ ,  $K_A$ ,  $K_C$  для хромшпинелида и сопутствующих минералов

Карьера	Хромшпинелид			Серпентинит			Дунитовый серпентинит			Магнетит		
	$-10+1 \text{ мм} - 1+0,1 \text{ мм}$			$+0,071 \text{ мм}$			$-10+1 \text{ мм} - 1+0,1 \text{ мм}$			$+0,071 \text{ мм}$		
	$K_P$	$K_A$	$K_C$	$K_P$	$K_A$	$K_C$	$K_P$	$K_A$	$K_C$	$K_P$	$K_A$	$K_C$
1. Геофизический	2,84	0,96	0,81	2,64	1,09	1,23	2,28	0,95	1,18	—	2,35	0,95
Спорный	2,62	1,14	1,82	2,63	0,86	1,24	—	—	—	—	—	—
Объединенный	2,84	1,24	1,59	2,56	0,79	1,17	—	—	—	—	—	—
40 лет Каз. ССР	3,22	1,07	1,02	2,66	0,96	1,29	—	—	—	—	—	—
Миллонный	2,65	0,96	0,83	2,60	1,10	1,59	2,45	0,80	1,20	—	—	—
Южный	2,79	1,03	1,09	2,5	0,97	1,50	—	—	—	—	—	—
Комсомольский	2,79	0,84	0,98	2,33	0,85	1,0	—	—	—	—	2,55	1,13
Северный	3,27	0,96	0,32	2,4	0,79	1,3	—	—	—	—	3,0	0,93
Средние значения коэффициентов формы	2,87	1,02	1,05	2,54	0,93	1,29	2,36	0,87	1,20	2,63	1,0	1,06

Таблица 3

Значения коэффициентов сопротивления  $\psi$ 

Карьер	Хромшпинелл			Серпентинит			Дунитовый серпентинит			Магнетит		
	-10+1 мм	-1+0,2 мм	+0,071 мм	-10+1 мм	-1+0,2 мм	+0,071 мм	-10+1 мм	-1+0,2 мм	+0,071 мм	-10+1 мм	-1+0,2 мм	+0,071 мм
1. Геофизический	0,63	0,80	2,61	0,66	0,82	3,11	1,07	1,13	3,34	—	—	—
Спорный	0,76	0,72	1,17	0,75	1,18	3,44	—	—	—	0,98	1,13	—
Объединенный	0,63	0,61	1,48	0,78	1,44	3,62	—	—	—	—	—	3,39
40 лет Каз. ССР	0,50	0,63	2,52	0,73	1,02	3,05	—	—	—	—	—	—
Миллионный	0,73	0,71	3,44	0,79	1,09	1,67	0,89	1,41	3,79	—	—	—
Южный	0,66	0,77	1,71	0,86	1,75	2,0	—	—	—	0,86	0,78	2,33
Комсомольский	0,66	1,04	2,50	0,95	1,28	5,26	—	—	—	0,6	0,93	3,69
Северный	0,48	0,79	2,42	0,74	0,91	3,26	—	—	—	—	—	—
Средние значения коэффициентов сопротивления	0,62	0,75	2,23	0,78	1,13	3,39	0,98	1,77	3,56	0,81	0,94	3,13

ции на сите 3 мм, а из класса — 3+0 мм в спиральном классификаторе отделяется материал — 0,5(0,25)+0 мм. Многолетняя практика работы обогатительной фабрики подтверждает эффективность отсадки классифицированных продуктов.

Сравнение схем отсадки классифицированных и неklassифицированных продуктов показало, что в последнем случае при неклассифицированной отсадке снижается содержание окиси хрома в концентрате на 1,1 %, при соответственном снижении эффективности обогащения по операции на 10. Полученные путем рассеяния концентрата неклассифицированной отсадки фракций 10—3 и 3—0,5 мм не соответствуют требованиям ферросплавной и огнеупорной промышленности ни по содержанию окиси хрома, ни по содержанию кремнезема. Управление качеством указанных фракций в условиях неклассифицированной отсадки не представляется возможным.

В процессе обработки результатов экспериментальных исследований с целью приведения их в соответствие с теоретическими работами различных авторов [1, 2, 3] нами на основании полученных данных был уточнен ряд формул.

Используя формулы Т. Г. Фоменко — Е. М. Погарцевой:

$$\vartheta_{ct} = \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)g}{3\Psi_{ct}\Delta}}, \quad (8)$$

П. В. Лященко:

$$\Psi_{ct} = \frac{\Psi}{\theta^n}, \quad (\text{где } n = 6) \quad (9)$$

и Р. Т. Ханкока

$$\vartheta_{ct} = \vartheta_0 \cdot \theta^2, \quad (10)$$

после преобразования получим:

$$\theta = \sqrt{\frac{3\theta_0^2 \cdot \Delta\psi}{4d(\delta - \Delta)g}}. \quad (11)$$

Подставляя в формулу (11) численные значения параметров, получим  $\theta = 0,62$ , что расходится с экспериментальными данными ( $\theta = 0,83$ ).

Таблица 4

Значения эквивалентных диаметров, коэффициентов равнопадаемости, шкала классификации для серпентинита и хромшпинелида, рассчитанные для свободных и стесненных условий

Карьер	Диаметры равнопадающих зерен, мм				Коэффициенты равнопадаемости		Шкала классификации	
	в свободных условиях		в стесненных условиях		в свободных условиях	в стесненных условиях	в свободных условиях	в стесненных условиях
40 лет КазССР	1) 10,30 2) 2,97 3) 1,30	2,97 1,45 0,57	10,30 3,23 —	3,23 0,57 —	3,46 2,04 2,28	6,10 8,39 —		
Миллионный	1) { 8,58 9,12	2,63 3,30	8,58 9,12	4,05 3,91	3,26 3,00	4,00 4,40		
	2) { 2,63 —	1,00 —	4,05 3,91	2,39 2,39	2,63 —	3,13 2,56		
	3) { 1,00 —	0,53 —	2,59 2,59	0,57 0,57	1,88 —	7,54 5,62		
Южный	1) { 9,00 9,63	2,90 2,86	9,0 9,63	4,12 4,22	3,10 3,36	3,61 3,73		
	2) { 3,56 3,56	1,50 1,47	4,12 4,22	1,29 1,29	2,37 2,42	4,36 4,40		
	3) { 1,29 1,29	0,62 0,58	1,29 1,29	0,35 0,35	2,08 2,22	4,48 4,78		
Комсомольский	1) 10,30 2) { 3,53 3,3	2,90 1,10 1,40	10,3 4,91 —	4,91 1,39 —	3,56 3,18 2,36	4,35 5,43 —		
	3) { 1,39 1,35	0,62 0,54	1,39 —	0,35 —	2,24 2,50	4,93 —		
Северный	1) 9,45 2) { 3,20 2,91	3,20 1,30 1,60	9,45 3,20 —	3,20 1,30 —	2,95 2,46 1,81	4,70 4,74 —		
	3) { 1,39 1,45	0,56 0,70	1,39 —	0,35 —	2,48 2,07	5,01 —		
Ср. значения параметров								
по строке 1	9,64	2,78	9,48	3,95	3,47	4,40	10—2,88	10—2,3
по строке 2	3,22	1,35	3,95	1,53	2,38	4,70	2,88—1,21	2,3—0,5
по строке 3	1,31	0,58	1,75	0,42	2,26	5,40	1,21—0,53	—

Подставив в формулу (10) экспериментальное значение коэффициента разрыхления, получим:

$$\theta_{ct} = \theta_0 \cdot 0,83^2 = 0,69\theta_0. \quad (12)$$

Преобразуя выражение (8) с подстановкой в него формулы (12), получим:

$$\psi_{ct} = \frac{4d_9(\delta - \Delta)g}{3 \cdot 0,69^2 \cdot \theta_0^2 \cdot \Delta} = \frac{4d(\delta - \Delta)g}{1,43\theta_0^2 \cdot \Delta}. \quad (13)$$

По формуле (13) определены значения коэффициентов сопротивления в стесненных условиях для зерен хромшпинелида и нерудных минералов в интервале крупности  $10 \div 0,071$  мм (см. табл. 1).

По найденным значениям  $\psi_{ct}$  произведено уточнение значения показателя степени  $n$  к формуле (9). Определено, что для хромовых руд при значениях параметров Рейнольдса от 1 до 6000 показатель степени  $n=8$ . Значения  $\psi_{ct}$  по формуле П. В. Лященко приведены в табл. 1.

Таким образом, уточненная формула П. В. Лященко для хромовых руд примет вид:

$$\psi_{ct} = \frac{\Psi}{\theta^8} = \frac{\Psi}{0,815^8} = \frac{\Psi}{0,19} = 5,26\Psi, \quad (14)$$

где  $0,815$  — среднее значение  $\theta$  между экспериментальным  $0,83$  и расчетным  $0,8$  по формуле (15).

Проверка численных значений  $\psi_{ct}$ , полученных по формуле (13) и по формуле (14) (см. табл. 1), показывает, что для хромовых руд кл.  $-10+0,071$  мм они близки между собой, при этом отклонения составляют менее 5 % относительных.

На основании формулы (12) уточнены формулы (9) и (8), которые примут вид:

$$\theta = \sqrt[4]{\frac{3\theta_0^2 \cdot \Delta \cdot \psi}{4d(\delta - \Delta)g}}; \quad (15)$$

$$\theta_{ct} = \theta_0^2 \sqrt{\frac{3\Delta\Psi}{4d(\delta - \Delta)g}}. \quad (16)$$

Расчеты показали, что коэффициент разрыхления, полученный по формуле (15), равен  $0,8$ , а по экспериментальным данным —  $0,83$ , то есть расхождение в расчетных и экспериментальных значениях составляет 3,6 % относительных. После подстановки в формулу (8) выражения (14) находим уточнение формулы Т. Г. Фоменко — Е. М. Погарцевой

$$\theta_{ct} = \theta^4 \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)g}{3\Psi\Delta}}. \quad (17)$$

Расчеты скоростей стесненного падения, произведенные по формулам (12) и (17), показывают, что расхождения в численных значениях составляют не более 5 % относительных. Отклонения в значениях скоростей стесненного падения, рассчитанных по формулам (12) и (16), составляют до 9 % относительных.

## Выводы

1. Определены скорости свободного и стесненного падения зерен хромшпинелида и сопутствующих минералов в крупности от 10 до  $0,071$  мм, коэффициенты формы зерен, коэффициенты сопротивления в свободных и стесненных условиях, параметры Рейнольдса и т. д.

2. Найдены эквивалентные диаметры равнопадаемых зерен, коэффициенты равнопадаемости и шкала классификации в свободных и стесненных условиях. Установлена целесообразность классифицирован-

ной отсадки хромовых руд со шкалой классификации 10—3 и 3—0,5 мм.

3. Предложены зависимости: (15) — для определения коэффициента разрыхления минеральных зерен в водной среде, (16) — для определения скоростей стесненного падения, (14) — уточнен показатель степени ( $n=8$ ) к формуле П. В. Лященко применительно к хромовым рудам, уточнена формула (8) Т. Г. Фоменко и Е. М. Погарцевой, принял вид (17).

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Качан И. Н. Скорости стесненного падения мелких минеральных зерен в воде // Гравитационные методы обогащения / Механобр.— М.: Металлургиздат, вып. 88, 1958.
2. Лященко П. В. Гравитационные методы обогащения.— М.: Гостоптехиздат, 1940.— 359 с.
3. Фоменко Т. Г., Бутовецкий В. С., Погарцева Е. М. Технология обогащения углей.— М.: Недра, 1976.— 303 с.
4. Шохин В. Н. Освоение рекомендаций по замене отсадочных машин МОД-2 на пневматические отсадочные машины: Отчет, № Гос. регистрации 75048089.— Кривой Рог, 1976.

УДК 622.771.3.001.57

Е. Ф. Цыпин, В. Я. Потапов, А. Е. Пелевин, О. Ю. Слесарев,  
В. В. Умнова

## ОПТИМИЗАЦИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ БАРАБАННОГО ФРИКЦИОННОГО СЕПАРАТОРА

Испытание модели фрикционного сепаратора, состоящей из разгонной плоскости, вращающегося барабана и приемников продуктов, проведения с целью изучения влияния на технологические показатели конструктивных особенностей и режимных параметров, а также их оптимизации.

Объектом исследований явились асбестосодержащие продукты фабрики № 5 комбината «Ураласбест»: исходный в первую операцию разделения рудного потока класс — 40+0 мм, промпродукт рудного и перечистного потока — класс — 3+0 мм.

В качестве варьируемых параметров модели использовались: угол наклона разгонной плоскости загрузочного желоба  $\alpha$ , расстояние от нижнего края этой поверхности до оси барабана  $L$ , высота нижнего края плоскости над верхней точкой барабана  $H$ , частота вращения барабана  $n=66,108$  об/мин. Кроме того, варьировался размер диаметра барабана ( $D=500$ ; 800 мм). В качестве материала для покрытия поверхности разделения рассматривались сталь и резина и их различные комбинации (например, полка — сталь, барабан — резина, полка — резина, барабан — сталь). Эксперименты проводились с удельной производительностью по исходному продукту 2,5—3,0 т/ч на метр ширины разгонной плоскости.

По результатам предыдущих исследований определена оптимальная длина разгонной плоскости фрикционного сепаратора  $l$ , она составляет 1 м.

Получение математических моделей и их оптимизация по экспериментальным данным проводились с использованием ЭВМ.

В ходе опытов продукты разделения собирались в отдельные фракции, взвешивались и определялось содержание свободного и скрытого волокна. По результатам анализа фракций объединялись в однородные продукты, рассчитывались технологические показатели.

В качестве критерия эффективности разделения продукта при формировании технологических показателей использовался максимальный выход хвостов  $\gamma_x$  с массовой долей свободного волокна  $v$  не более 0,3 %.

В ходе многочисленных экспериментов (по 350 опытам) варьировались конструктивные параметры (виды покрытий поверхности барабана, разгонной плоскости, диаметр барабана, частота вращения барабана) и для каждого сочетания этих параметров изменялись все факторы регулирования (угол наклона разгонной плоскости, ее горизонтальное и вертикальное смещение относительно барабана).

Данные табл. I соответствуют лучшим результатам для различных сочетаний варьируемых факторов и конструктивных параметров.

Из таблицы следует:

— для продукта крупностью — 40+0 мм лучшие показатели получены в опытах, где для покрытия разгонной полки использовались резина, а для барабана — сталь; при этом диаметр барабана был равен 800 м, а частота его вращения составляла 108 об/мин;

— при использовании резины в качестве покрытия барабана для получения такого же выхода хвостов частота вращения может быть 66 об/мин;

при использовании резины для покрытия разгонной полки и барабана достаточно использовать барабан диаметром 500 мм при частоте вращения 66 об/мин.

Исходя из опыта эксплуатации, допустимы следующие варианты использования материалов для покрытий: сталь — сталь, сталь — резина. Для выбранных видов покрытия целесообразны параметры:  $D=800$  мм,  $n=108$  об/мин,  $a=35^\circ$ ,  $L=45$  см,  $H=30-35$  см.

Лучшие показатели разделения класса — 3+0 мм получены при частоте вращения барабана 108 об/мин. и диаметре 500 мм. Выход хвостов составил 70 %. Разгонная полка и барабан при этом имели покрытие из стали.

Снижение частоты вращения до 66 об/мин. приводит к резкому (почти на 18 %) снижению выхода хвостов.

При использовании покрытия сталь — резина при тех же параметрах ( $D=500$ ,  $n=108$ /мин) снижается выход хвостов на 5 %.

Использование резины в качестве покрытия для разгонной полки и барабана приводит к существенному ухудшению результатов разделения.

Дальнейшая оптимизация проведена путем варьирования регулируемых факторов. Интервалы варьирования принятые, исходя из предыдущих экспериментов; нулевые уровни соответствуют оптимальным режимам разделения изучаемых продуктов (угол наклона плоскости равен  $35^\circ$ ).

Для продуктов крупностью — 3+0 мм получена следующая модель:

$$\gamma_x = 42,26 - 3,01n + 1,66L + 0,32H.$$

Модель адекватна при 95 % вероятности. На выход хвостов значительно влияет только частота вращения барабана, остальные факторы ( $L$  и  $H$ ) при выбранных интервалах варьирования с 95 % вероятностью не влияют на выход хвостов  $\gamma_x$ . Увеличение частоты вращения барабана с 66 до 108 об/мин. снижает выход хвостов, следовательно, оптимальной является первая величина.

Для продукта крупностью — 40+0 мм получена модель:

$$\gamma_x = 83,69 + 0,41n + 3,09L + 0,7H.$$

Она адекватна с 95 % вероятностью. Все коэффициенты модели не значимы, следовательно, факторы модели при заданных интервалах

Таблица 1

Лучшие показатели разделения продукта крупностью  $-40+0$  мм  
и  $-3+0$  мм при различном сочетании покрытий разгонной плоскости и барабана

Материал	Крупность исходного материала, мм	Продукт разделения	Выход продукта, %	Массовая доля свободного волокна, % $+0,5$ мм, %	Диаметр барабана, мм	Частота вращения барабана, об/мин.	Режим			
							$\alpha$ , °	L, см	H, см	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Сталь	Сталь	$-40+0$	Концентрат	8,98	15,67	800	108	35	45	30
Резина	Резина	$-40+0$	Хвосты	91,02	0,3					
			Итого:	100,0	1,68					
Резина	Сталь	$-40+0$	Концентрат	6,3	8,24	500	66	35	35	20
			Хвосты	93,7	0,3					
Резина	Резина	$-40+0$	Концентрат	100,0	0,8					
			Хвосты	15,63	800	108	35	35	35	30
Сталь	Сталь	$-40+0$	Концентрат	5,61	15,63					
			Хвосты	94,39	0,3					
Сталь	Резина	$-40+0$	Концентрат	100,0	1,16					
			Хвосты	11,31	800	66	35	45	45	35
Сталь	Сталь	$-3+0$	Концентрат	9,63	11,31					
			Хвосты	90,37	0,30					
Резина	Сталь	$-3+0$	Концентрат	100,0	1,36					
			Хвосты	25,50	2,43	500	108	35	34	17,5
Резина	Резина	$-3+0$	Концентрат	74,5	0,30					
			Хвосты	100,0	0,84					
Резина	Сталь	$-3+0$	Концентрат	60,65	1,65	500	66	30	40	25
			Хвосты	39,35	0,3					
Резина	Сталь	$-3+0$	Концентрат	100,0	1,12					
			Хвосты	75,42	1,49	800	108	35	35	30
Сталь	Резина	$-3+0$	Концентрат	24,58	0,3					
			Хвосты	100,0	1,2					
Сталь	Резина	$-3+0$	Концентрат	38,76	2,12	500	108	20	30	20
			Хвосты	61,24	0,3					
Сталь	Резина	$-3+0$	Концентрат	100,0	1,007					

Таблица 2

Результаты регрессионного анализа влияния параметров  $n$ ,  $L$ ,  $H$ ,  $\alpha$  на выход хвостов при массовой доле свободного асбеста в них 0,3 %

Крупность продукта, мм	$\psi_x = f(n, L, H, \alpha)$	Парные коэффициенты корреляции			Коэффициент множественной корреляции	
		$n$	$L$	$H$		
-3+0	$\begin{aligned} \psi_x &= 34,9 - 0,13n + 0,68L + 0,09H21,41\alpha \\ &\gamma_x = 45,09 + 0,004n + 0,68L + 0,7H - 12,8\alpha \end{aligned}$	-0,45 0,04	0,26 0,26	0,05 0,07	-0,39 -0,94	0,52 0,96

варьирования с 95 % вероятности не влияют на выход хвостов с  $v=0,3\%$ .

Незначимость факторов полученных моделей линейного вида можно объяснить так:

1. Выбранные интервалы варьирования соответствуют экстремуму функции выхода хвостов при  $v=0,3\%$ , т. е. для продукта крупностью  $-3+0$  мм максимум функции  $\psi_x$  при  $v=0,3\%$  достигается при следующих значениях параметров:  $n=66$  об/мин,  $L=25-30$  см,  $H=20-25$  см; для продукта крупностью  $-40+0$  мм — при значениях  $n=66-108$  об/мин,  $L=40-45$  см,  $H=32,5-37,5$  см.

2. На результаты эксперимента повлияло изменение содержания свободного асбеста в исходной руде. В опытах это учесть как фактор невозможно из-за нерегулярного характера изменений. Для оценки влияния содержания асбеста в исходной руде на выход хвостов при выполнении экспериментов проведен регрессионный анализ (табл. 2). Он показывает, что на выход хвостов с массовой долей асбеста  $v=0,3\%$  при обогащении промпродукта крупностью  $-3+0$  мм отрицательно влияют частота вращения барабана и содержание свободного асбеста в исходном. Влияние параметра  $L$  на  $\psi_x$  прямо пропорционально, хотя довольно слабое ( $r=0,26$ ). Выход хвостов с  $v=0,3\%$  не зависит от параметра  $H$  при изменении его от 20 до 25 см.

При обогащении продукта крупностью  $-40+0$  мм на выход хвостов с содержанием асбеста 0,3 % не влияют параметры сепаратора  $n$ ,  $L$ ,  $H$ , при заданных изменениях их значений, наибольшее влияние оказывает величина параметра  $L$  ( $r=0,26$ ).

Содержание свободного асбеста в исходном продукте обратно пропорционально влияет на  $\psi_x$ ; влияние очень сильное,  $r=-0,94$ .

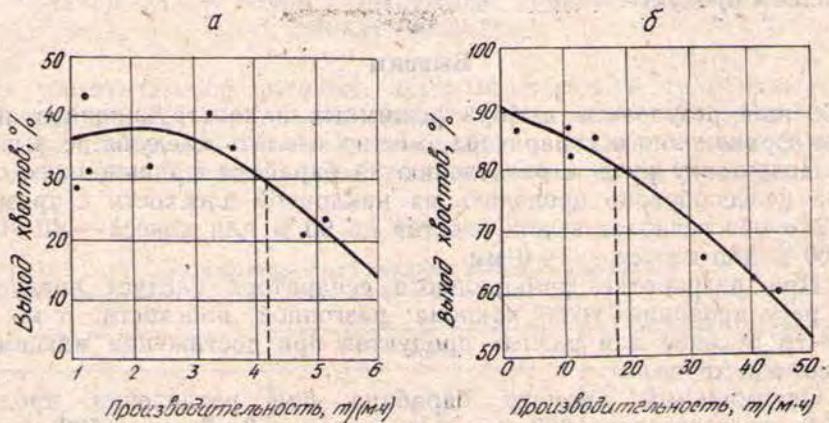
Результаты регрессионного анализа полностью совпадают с полученными по ПФЭ моделями. Сравнивая процесс разделения продуктов крупностью  $-40+0$  мм и  $-3+0$  мм, отметим:

1. При разделении продукта крупностью  $-3+0$  мм частота вращения барабана должна быть 66 об/мин, при разделении продукта крупностью  $-40+0$  мм частота вращения может быть в диапазоне 66—108 об/мин.

2. На разделение продуктов не влияют величины  $L$  и  $H$  при их значениях 25—30 и 20—25 см для продукта крупностью  $-3+0$  мм и 32,5—37,5 см для продукта крупностью  $-40+0$  мм. Экстремум функции  $\psi_x$  при  $v=0,3\%$  достигается при изменении параметров  $L$  и  $H$  в этих пределах.

3. Средняя величина функции  $\psi_x$  больше для продукта  $-40+0$  мм по сравнению с продуктом крупностью  $-3+0$  мм и равна 83,69 против 42,46 %.

4. Содержание свободного асбеста в исходном продукте обратно пропорционально влияет на выход хвостов с массовой долей свободного асбеста в них 0,3 %.



Зависимость выхода хвостов обогащения класса  $-3+0$  мм (а) и  $-40+0$  мм (б) от производительности фрикционного сепаратора:

а —  $n=108$  об/мин;  $\alpha=30^\circ$ ;  $L=30$  см;  $H=20$  см;  $D=500$  мм; покрытия для полки — сталь, для барабана — резина; б —  $n=66$  об/мин;  $\alpha=35^\circ$ ;  $L=45$  см;  $H=35$  см;  $D=800$  мм, покрытия для полки — сталь, для барабана — резина

Кроме того, определялось влияние производительности фрикционного сепаратора на эффективность разделения. Опыты проведены на продуктах той же крупности. В качестве функции отклика принят выход хвостов с массовой долей свободного асбеста 0,3 %. Зависимости выхода хвостов от удельной производительности фрикционного сепаратора (на единицу длины барабана) имеют вид:

для продукта крупностью  $-3+0$  мм

$$\gamma_x = 32,81 + 5,3q - 1,41q^2, \quad \eta = 0,45 \text{ д. ед.};$$

для продукта крупностью  $-40+0$  мм

$$\gamma_x = 90,38 - 0,43q - 0,007q^2, \quad \eta = 0,91 \text{ д. ед.},$$

где  $\eta$  — корреляционное отношение.

Из рисунка видно, что с увеличением удельной производительности сепаратора снижается  $\gamma_x$ . Так, для поддержания  $\gamma_x > 30$  % при разделении продукта крупностью  $-3+0$  мм производительность сепаратора должна быть не более  $4,1$  т/(м·ч); для  $\gamma_x > 80$  % при разделении продукта крупностью  $-40+0$  мм производительность должна быть не выше  $18$  т/(м·ч).

Зависимости выхода хвостов от удельной производительности и среднего содержания свободного асбеста в исходном продукте имеют вид:

для продукта крупностью  $-3+0$  мм

$$\gamma_x = 98,04 - 0,47q - 52,13\alpha, \quad R = 0,97 \text{ д. ед.};$$

для продукта крупностью  $-40+0$  мм

$$\gamma_x = 103,18 - 0,820q - 6,24\alpha, \quad R = 0,98 \text{ д. ед.};$$

$R$  — коэффициент множественной корреляции.

Введение в уравнение значения  $\alpha$  повышает коэффициент корреляции, что говорит о влиянии  $\alpha$  на  $\gamma_x$ .

Таким образом, на выход хвостов с массовой долей свободного асбеста 0,3 % при неизменных режимах сепарации обратно пропорционально влияют производительность сепаратора и содержание асбеста в исходном продукте.

## Выводы

Обобщая результаты выбора режимных и конструкционных параметров фрикционного сепаратора, можно сделать следующие выводы:

1. Подготовку руды к разделению на барабане фрикционного сепаратора целесообразно проводить на наклонной плоскости с трамплином. Это обеспечивает выход хвостов до 90 % для класса —40+0 мм и до 50 % для класса —3+0 мм.

2. При разработке фрикционного сепаратора следует предусмотреть регулирование угла наклона разгонной плоскости, т.к. этот параметр отличен для разных продуктов при достижении максимального выхода хвостов.

3. Оптимальный диаметр барабана при разделении продукта —40+0 мм составляет 800 мм, для класса —3+0 мм — 500 мм.

4. Лучшим сочетанием видов покрытия полки и барабана является соответственно сталь — сталь, а также сталь — резина. Окончательный выбор сочетания поверхностей необходимо сделать, исходя из практики эксплуатации.

5. При разработке фрикционного сепаратора варьируемые параметры должны быть следующие: угол наклона разгонной плоскости, расстояние от нижнего края плоскости до оси барабана и высота нижнего края плоскости над верхней точкой барабана. Если разрабатывать опытные образцы машины для различных классов (промышленных продуктов), то угол наклона плоскости можно фиксировать, оставив два регулируемых параметра.

6. Максимальный выход хвостов с массовой долей асбеста 0,3 % можно получить как при частоте вращения барабана 66 об/мин, так и при 108 об/мин, варьируя другие регулируемые параметры. С целью увеличения производительности фрикционного сепаратора в опытном образце лучше предусмотреть частоту вращения барабана 108 об/мин (относительная погрешность  $\pm 5\%$ ).

7. Разделение продуктов обогащения асбестообогатительных фабрик на фрикционном сепараторе обеспечивает выход хвостов с массовой долей свободного асбеста 0,3 % до 90 % для класса —40+0 мм и до 50 % для класса —3+0 мм; средние величины выхода хвостов равны 83,69 и 42,46 % соответственно.

8. Удельная производительность фрикционного сепаратора обратно пропорционально влияет на выход хвостов. Для обеспечения выхода хвостов более 30 % удельная производительность (на 1 м длины барабана) аппарата должна быть не выше 4,1 т/(м·ч) при разделении класса —3+0 мм. При обогащении продукта —40+0 мм выход хвостов больше —80 % достигается при удельной производительности менее 18 т/(м·ч).

9. На процессе разделения во фрикционном сепараторе влияет содержание свободного асбеста в исходном продукте. Увеличение содержания свободного асбеста в исходном продукте ведет к снижению выхода хвостов.

**РАЗРАБОТКА РЕЖИМА УТИЛИЗАЦИИ ПЫЛЕВОГО ПРОДУКТА  
ЭЛЕКТРОФИЛЬТРОВ**

На обогатительной фабрике, перерабатывающей сульфидные медно-цинково-пиритные руды, флотационные концентраты после сгущения и фильтрования подвергаются сушке во вращающихся барабанных сушилках. Дымовые газы сушилок очищаются в одну стадию

Таблица 1  
Седиментационные анализы пылевых продуктов

Классы, мкм	Выход, %	
	медный	цинковый
+40	31,00	17,38
40—20	33,60	48,50
20—10	20,70	21,63
10—5	8,70	6,12
—5	6,00	6,37
<b>ИТОГО</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

в электрических фильтрах. Проектом предусматривалось удаление осевшей пыли из ячеек электрофильтров пневмотранспортом с присадкой в соответствующие высушенные концентраты. В условиях фабрики отработать и ввести в постоянную эксплуатацию систему пневмотранспорта осевшей пыли не удалось из-за сильного пылевыделения, поэтому была внедрена мокрая система удаления пыли путем смыва водой и перекачки шламов в сгуститель.

В табл. 1 приведены седиментационные анализы пылевых продуктов медных и цинковых электрофильтров.

Анализ распределения классов крупности пылевых продуктов медных и цинковых электрофильтров показывает, что очистка дымовых газов в одну ступень недостаточно эффективна из-за перегрузки электрофильтров крупными частицами класса +40 мкм, которые должны быть предварительно уловлены.

Пылевые продукты электрофильтров представлены относительно тонкими классами и имеют незначительную влажность, поэтому при их пересыпании и транспортировании наблюдается значительное пылевыделение. На первом этапе исследований выяснялся класс крупности, который не подвержен пылению при пересыпании материала. В результате установлено, что частицы крупнее 65—70 мкм при пересыпании не выносятся потоками воздуха в окружающую среду. Поэтому результаты опытов по изучению процесса грануляции оценивались по выходу гранул крупнее 0,2 мм.

Физические характеристики медного пылевого продукта следующие: температура — 39°C; насыпная масса — 1,94 т/м<sup>3</sup>; влажность — 0,71%; угол естественного откоса — 27,22°.

Изучение минимальной критической влажности, при которой прекращается выделение пыли в окружающую среду, позволило установить, что выделение пыли прекращается при влажности 4,0—4,3%. Сорбция водяных паров пылевым продуктом из окружающей атмо-

сферах протекает довольно медленно и может достигать 96 часов, при этом влажность продукта составляет 2—2,5 %.

При подаче пылевого продукта в виде шламов в радиальной ступени скорость осаждения твердой фазы снижается с 1,3 до 0,94 м/ч. При этом наблюдается вынос частиц в слив. Наиболее существенное влияние пылевой продукт оказывает на результаты фильтрования. Скорость фильтрации при подаче пылевых продуктов снижается с 1,63 до 1,02 м/ч, влажность осадка (кека) вакуум-фильтров возрастает

Таблица 2  
Сводные данные экспериментов

Реагенты	Концентрация, %	Расход, г/т	Выход гранул, %
Вода	—	—	82,2
КМЦ	0,5	0,5	94,8
КМЦ	1,0	1,0	91,2
Известковое молоко	—	0,2	82,4
ПАА	0,1	0,1	86,5
ПАА	0,5	0,5	75,0
Жидкое стекло	1,0	3,3	87,4
Жидкое стекло	4,0	13,2	75,0
Жидкое стекло	8,0	26,4	55,7
СМС	1,0	1,0	87,4
СМС	2,0	2,0	98,3
T-80	1,0	1,0	82,4
T-60	1,0	1,0	78,4

тает с 11,52 до 15,10 %. Приведенные данные свидетельствуют, что подача пылевого продукта электрофильтров в процессе обезвоживания оказывает отрицательное влияние и приводит как к потерям меди и цинка со сливами сгустителей, так и к повышению материальных затрат на процесс обезвоживания концентратов.

Известно, что при сушке флотационных сульфидных концентратов во вращающихся барабанных сушилках при определенных режимах сушки высушенный концентрат представлен в основном гранулами различного диаметра. Поэтому на втором этапе исследований проводились эксперименты по грануляции пылевых продуктов с водой, карбоксиметилцеллюлозой (КМЦ), полиакриламидом (ПАА), раствором известкового молока, жидким стеклом, синтетическими моющими средствами (СМС), пенообразователем Т-66, Т-80. Опыты по изучению гранулирования пылевых продуктов проводились во вращающемся барабане, результаты представлены в табл. 2.

Из приведенных данных видно, что принципиально возможно получать гранулы из пылевых продуктов электрофильтров. Наблюдается достаточно четкая зависимость между влажностью материала и выходом гранул. Максимальный выход гранул при гранулировании с водой равен 82,2 % при влажности материала 10 %. Результаты гранулирования во многом определяются способом подачи воды в гранулируемый материал. Чем равномернее распределяется вода по всему объему продукта, тем выше выход гранул. Изучение кинетики гранулирования пылевого продукта с водой показало, что наибольший прирост выхода гранул наблюдается в течение первых двух минут. Дальнейшее увеличение времени гранулирования не приводит к повышению выхода гранул, поэтому время гранулирования принято равным трем минутам.

Сводные данные экспериментов показывают, что изученные химические вещества обладают гранулирующими свойствами. Наиболее эффективными являются водные растворы КМЦ и СМС, обеспечивающие максимальный выход гранул.

Полученные гранулы обладали незначительной механической прочностью, поэтому для получения механически более прочных гранул была изучена возможность применения синтетических водорастворимых отверждающих смол КС-11; пентаэритрита; ФР-12. Результаты экспериментов приведены в табл. 3.

Таблица 3

Сводные данные экспериментов по гранулированию отверждающими смолами

Смола	Концентрация, %	Расход, кг/т	Выход гранул, %
КС-11	5,0	2,62	30,55
		3,18	44,15
		4,35	50,70
	10,0	5,25	31,45
		6,35	46,43
		8,70	62,05
ФР-12	5,0	2,62	41,70
		3,18	55,20
		4,35	82,84
	10,0	5,25	36,50
		6,35	46,15
		8,70	81,15
Пентаэритрит	5,0	2,62	67,80
		3,18	85,15
		4,35	96,80
	10,0	5,25	46,50
		6,35	66,15
		8,70	81,15

Можно видеть, что водорастворимые синтетические смолы обладают гранулирующими свойствами, которые зависят от концентрации смол в растворе и их расхода на тонну гранулируемого материала. Из изученных смол наибольшими гранулирующими свойствами обладает 5 % раствор пентаэритрита, при расходе 4,35 кг/т. Выход гранул равен 96,8 %. Прочность гранул на раздавливание при применении отверждающих смол возрастает в несколько раз.

Проведенные эксперименты показали принципиальную возможность и эффективность внедрения схемы гранулирования пылевых продуктов электрофильтров. Схемой предусматривается подача пылевых продуктов электрофильтров скребковым конвейером в накопительный бункер. Из бункера пылевой продукт выгружается шлюзовым питателем в смеситель, куда дозируется питателем реагент или подается вода. Из смесителя увлажненный продукт подается самотеком в барабанный гранулятор, откуда гранулы выгружаются на конвейер, подающий высушенный концентрат на склад готовой продукции.

Внедрение метода гранулирования пылевых продуктов позволяет снизить потери меди, цинка и пирита; повысить эффективность работы обезвоживающего оборудования и увеличить выход концентратов путем присадки к ним гранулированных пылевых продуктов.

**ПРОГНОЗИРОВАНИЕ АСБЕСТООБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ  
ПО МИНИМУМУ РАССТОЯНИЯ С ВВЕДЕНИЕМ ВЕСОВЫХ КОЭФФИЦИЕНТОВ**

Управление технологическим процессом обогащения асбеста предполагает эффективное решение задач оперативного прогноза. Прогноз сводится к определению одного из технологических режимов на основе входной информации о признаках. Технологический режим характеризуется значениями показателей  $q$  (расход волокна на 1 тонну исходной руды, т/т),  $A_{3-6}$  (выход асбеста в % от исходной руды, %), и оптимальным считается режим, при котором  $q \leq 0,761$  и  $A_{3-6} \geq 4,5$  (табл. 1).

Таблица 1  
Характерные технологические режимы

Режим на основе показателя $q$	Режим на основе показателя $A_{3-6}$	Режим на основе показателя $q$ и $A_{3-6}$	$q$ , т/т	$A_{3-6}$ , %
I	I	A	$\leq 0,761$	$\geq 4,5$
I	II	B	$\leq 0,761$	$< 4,5$
II	I	C	$> 0,761$	$\geq 4,5$
II	II	D	$> 0,761$	$< 4,5$

При этом используется входная информация о следующих признаках:

$X_1(Q_p)$  — производительность 1 секции цеха обогащения фабрики, т/ч;

$X_2(a_{0,5})$  — массовая доля асбеста крупностью 0,5 мм, %;

$X_3(a_{4,8})$  — массовая доля остатка на II сите контрольного аппарата, %;

$X_4(a_{3,5})$  — массовая доля остатка на III сите контрольного аппарата, %;

$X_5(\beta_{-0,14})$  — массовая доля фракции —0,14 мм по диафрагмовому классификатору в волокне исходной руды, %;

$X_6(P_{ob})$  — показатель обогащения, т.е. выход волокна по единой методике, %.

При разработке метода прогноза осуществлялась модификация так называемого метода прогноза по минимуму расстояния\*. При этом на основе информации о признаках вычисляется евклидово расстояние для режима  $\omega_i$  как

$$d_i = \sum_{j=1}^{n_j} \frac{1}{g_j^i} (x_j - r_{ij})^2, \quad (1)$$

где  $g_j^i$  — дисперсия признака  $x_j$  в классе  $\omega_i$ ;

$n_j$  — число признаков;

$x_j$  — текущее значение  $j$ -го признака;

$r_{ij}$  — эталонное значение  $j$ -го признака в режиме  $\omega_i$ .

В качестве евклидова расстояния служит выборочное среднее значение признака в данном режиме.

\* Фу К. Последовательные методы в распознавании образов и обучении машин.— М.: Наука, 1971.— 256 с.

При прогнозе использовались не все 6 признаков сразу, а сначала использовали информацию о самом влиятельном признаком  $X_3$ , а затем в порядке убывания влиятельности ( $X_1, X_2, X_6, X_4, X_5$ ) добавляли на каждом этапе по одному признаку. Результаты прогноза приведены в табл. 2.

Таблица 2  
Прогноз режимов

Количество предъявленных признаков	Количество прогнозируемых ситуаций	Количество правильных прогнозов	% правильных прогнозов
<i>По параметру <math>q</math></i>			
1	37	31	83,78378
2	37	31	83,78378
3	37	31	83,78378
4	37	33	89,18919
5	37	32	86,48649
6	37	32	86,48649
<i>По параметру <math>A_{3-6}</math></i>			
1	37	23	62,16216
2	37	24	67,56757
3	37	24	67,56757
4	37	28	75,67568
5	37	27	72,97297
6	37	26	70,27027
<i>По параметрам <math>q</math> и <math>A_{3-6}</math></i>			
1	37	18	48,64865
2	37	21	56,75676
3	37	25	67,56757
4	37	26	70,27027
5	37	25	67,56757
6	37	24	64,86486

На основании результатов прогноза можно сделать следующие выводы:

1. Метод дает приемлемые результаты во всех случаях прогноза и может быть рекомендован для широкого практического применения.
2. Использование информации о признаках  $X_4, X_5$  практически нецелесообразно, поскольку не улучшает, а зачастую и ухудшает эффективность процесса прогноза.

УДК 622.755

*B. Г. Брагин, A. B. Рахимова*

**ИССЛЕДОВАНИЕ МЕТОДОМ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ  
ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗЛИЧНЫХ КАНАЛОВ  
УПРАВЛЕНИЯ ЗАМКНУтым ЦИКЛОМ  
МОКРОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ РУД**

Одной из актуальных проблем в горно-обогатительном производстве является повышение эффективности работы замкнутых циклов мокрого измельчения руд, так как измельчительные отделения обогатительных фабрик являются основными потребителями электроэнергии. Данная работа посвящена исследованию замкнутого цикла мо-

кругого измельчения магнетитовых руд с помощью имитационного моделирования с целью выявления реальных каналов управления процессом и повышения эффективности работы этого цикла.

Исследуемый замкнутый цикл мокрого измельчения магнетитовых руд включает шаровую мельницу, зумпф насоса, напорный пульповод, батарею из десяти гидроциклонов и транспортные пульповоды.

Промышленный продукт поступает на вход в шаровую мельницу, где объединяется с песковым продуктом гидроциклонов. На вход в мельницу дополнительно подается вода. Слив мельницы поступает в зумпф пескового насоса. Для поддержания постоянного уровня пульпы в зумпфе туда подается вода, количеством которой можно этот уровень изменять.

Песковый насос под давлением по напорному пульповоду подает пульпу на вход в батарею гидроциклонов на классификацию твердой фазы по крупности. Тонкий сливной продукт является выходом из замкнутого цикла, а пески гидроциклонов возвращаются в шаровую мельницу на доизмельчение.

В данной работе с помощью имитационного моделирования исследована работа замкнутого цикла мокрого измельчения.

Для краткого описания основных идей, положенных в основу имитационной модели, введем следующие обозначения:

$Q_m$ ,  $Q_r$ ,  $Q_c$ ,  $Q_p$  — расходы руды соответственно: в мельницу на входе в замкнутый цикл, в зумпф насоса или на вход в гидроциклоны, в слив и в пески гидроциклонов, т/ч;

$W_m$ ,  $W_a$ ,  $W_r$ ,  $W_c$ ,  $W_p$  — расходы воды соответственно: в мельницу на входе в замкнутый цикл, дополнительно в зумпф насоса, на вход в гидроциклоны, в слив и в пески гидроциклонов, т/ч;

$W$  — объемная производительность (подача) насоса или расход пульпы через гидроциклоны,  $m^3/\text{ч}$ ;

$\rho_t$ ,  $\rho_w$ ,  $\rho$  — плотность твердого, воды и питания гидроциклоны,  $t/m^3$ ;

$\delta_i$  — левый граничный размер  $i$ -го интервала крупности продуктов, мм;

$\bar{\delta}_i$  — средний размер  $i$ -го интервала крупности, мм;

$n$  — количество крупности в продуктах;

$d_p$  — размер отверстий батары на выходе из мельницы, мм;

$x_i^m$ ,  $y_i^m$ ,  $z_i^m$  — массовые доли частиц  $i$ -го интервала крупности соответственно на входе в замкнутый цикл, в питании и в сливе мельницы, %;

$X$ ,  $Y$ ,  $Z$  — матрицы столбцы с элементами  $x_i^m$ ,  $y_i^m$ ,  $z_i^m$ ;

$S$  — диагональная матрица отбора с элементами  $s_i$ , означающими вероятности дробления частиц  $i$ -го интервала крупности за один акт разрушения;

$B$  — нижняя треугольная матрица разрушения с элементами  $b_{ij}$ , означающими долю частиц  $j$ -го интервала крупности, перешедшими в  $i$ -й интервал за один акт разрушения;

$I$  — единичная диагональная матрица;

$C$  — диагональная матрица классификации на выходе из мельницы с элементами  $c_i$ ;

$N$  — количество актов разрушения;

$\varphi$  — коэффициент заполнения мельницы рудой, о. е.;

$V_m$  — объем мельницы,  $m^3$ ;

$n_m$  — скорость вращения барабана мельницы, об/мин;

$h_3$  — уровень пульпы в зумпфе насоса, м;

$h_r$  — расстояние по вертикали от оси насоса до оси питающих патрубков гидроциклонов, м;

$l$  — длина напорного пульпопровода от насоса до гидроциклонов, м;

$d$  — внутренний диаметр напорного пульпопровода, м;

$\lambda$  — коэффициент, характеризующий потери напора на трение, о. е.;

$\xi_k$  — коэффициент, характеризующий потери напора в  $k$ -м местном сопротивлении сети, о. е.;

$\omega$  — угловая скорость вращения рабочего колеса насоса, об/мин;

$A_0, A_1, A_2$  — коэффициенты характеристического уравнения насоса;

$P$  — давление пульпы на входе в гидроциклоны, кПа;

$D, d_e, d_n, d_s$  — диаметры гидроциклона, сливной, песковой и питающей насадок, см;

$\alpha$  — угол конуса гидроциклона;

$P_c$  — потери давления в сливном тракте, кПа;

$\beta$  — относительная объемная концентрация твердого в питании гидроциклона, о. е.;

$\mu$  — динамическая вязкость пульпы на входе в гидроциклоны, кПа·с.;

$\delta_0$  — диаметр граничного зерна, мм;

$\varepsilon_i$  — извлечение частиц размера  $\delta_i$  в песке гидроциклона, о. е.;

$x_i^e, x_i^n$  — массовые доли частиц  $i$ -го интервала крупности в сливе и в песках гидроциклона, %;

$\gamma$  — выход твердого в слив гидроциклона, %;

$\eta$  — объемный выход песков, о. е.

Процесс сокращения крупности руды в мельнице может быть описан матричным уравнением:

$$Z = [B(I - S) + S]^N \cdot Y \cdot C, \quad (1)$$

где

$$N = f(n_m); \quad (2)$$

$$S_i = f_2(\delta_i, Q_m, Q_n, W_m, W_n, V_m, \Phi, \rho_t); \quad (3)$$

$$b_{ij} = f_3(\delta_i, Q_m, Q_n, W_m, W_n); \quad (4)$$

$$c_i = f_4(\delta_i, d_p). \quad (5)$$

При заданных значениях  $Q_m, W_m, x_i^m$  (вход в замкнутый цикл) при известных значениях  $Q_n, W_n, x_i^n$  легко найти расход руды ( $Q_m + Q_n$ ) и воды ( $W_m + W_n$ ) через мельницу и гранулометрический состав ее питания:

$$y_i^m = (x_i^m Q_m + x_i^n). \quad (6)$$

Тогда по формуле (1) с учетом (2) — (5) можно рассчитать гранулометрический состав слина мельницы. Этот продукт подается в зумпф насоса, куда добавляется дополнительная вода —  $W_3$ .

Характеристическое уравнение насоса, представляющее зависимость его напора  $H_n$  в метрах водного столба от подачи, пересчитанное на пульпу плотности  $\rho$ , может быть представлено в виде:

$$H_n = (A_0 \omega^2 + A_1 \omega W - A_2 \omega W^2)(1 - 0,33\beta) \rho / \rho_b. \quad (7)$$

Характеристическое уравнение сети, на которую работает насос, имеет вид:

$$H_c = (h_r - h_3) \rho / \rho_b + \frac{P}{g \rho} + \frac{8W^2 k_a}{\pi^2 d^4 g} \left( \frac{\lambda l}{d} + \frac{\rho}{\rho_0} \sum_{i=1}^k \xi_i \right), \quad (8)$$

где  $k_3$  — коэффициент запаса;  $k$  — количество местных сопротивлений в напорном трубопроводе.

Расход пульпы через гидроциклоны может быть определен по известной формуле:

$$W = k_1 (d_c - d_n) d_s m \sqrt{P/\rho}. \quad (9)$$

При работе насоса на сеть выполняется равенство:

$$H_h = H_c. \quad (10)$$

Уравнение (10) с учетом (7), (8), (9) однозначно определяет подачу насоса  $W$  и плотность  $\rho$  при известном расходе руды в зумпф насоса (на вход в гидроциклоны):

$$Q_r = Q_m + Q_n. \quad (11)$$

Тогда может быть рассчитан расход дополнительной воды в зумпф насоса:

$$W_s = W\rho - Q_r - W_m = W_n; \quad (12)$$

$$W_r = W_m + W_n + W_s. \quad (13)$$

Процесс классификации измельченной руды в гидроциклонах при известном входе:  $W$ ,  $Q_r$ ,  $Z$ ,  $\rho$  описывается следующими уравнениями:

$$\varepsilon_i = f_5(A, \eta, \delta_i, \delta_{50}); \quad (14)$$

$$\delta_{50} = f_6(d_c/d_n, d_s/D, \beta, \mu, \rho_t, \rho, P); \quad (15)$$

$$\eta = f_7(d_c/d_n, d_s/D, \beta, P_c, P); \quad (16)$$

$$A = f_8(d_c/d_n, \beta, \eta, \alpha); \quad (17)$$

$$\gamma = \sum_{i=1}^n (1 - \varepsilon_i) z_i^m; \quad x_i^c = 100(1 - \varepsilon_i) z_i^m / \gamma; \quad (18)$$

$$x_i^n = 100\varepsilon_i z_i / (100 - \gamma) \quad (i = 1, 2, \dots, n) \quad (19)$$

$$Q_c = \gamma \cdot Q_r; \quad W_c = W_r(1 - \eta); \quad (20)$$

При известных конструктивных параметрах оборудования задача расчета выходных технологических показателей замкнутого цикла измельчения:  $x_i^c$ ,  $Q_c$ ,  $W_c$  — при заданных режимных параметрах процесса и при известном входе в цикл:  $Q_m$ ,  $W_m$ ,  $x$  — решается итерационной процедурой путем последовательного счета по формулам (1) — (20) до тех пор, пока не будет выполняться уравнение баланса:

$$Q_c = Q_m. \quad (21)$$

На рис. 1 приведена схема замкнутого цикла мокрого измельчения магнетитовых руд, исследованию которого посвящена эта работа.

В данной работе предложены полуэмпирические формулы для функций  $f_1, f_2, \dots, f_7$  на базе экспериментального материала определены все эмпирические коэффициенты и показатели степеней в этих зависимостях, разработана программа, реализующая расчет на ЭВМ серии ЕС по описанной методике технологических показателей работы цикла измельчения при заданном входе в цикл.

В табл. 1 приведены в сравнении экспериментальные и рассчитанные на ЭВМ с помощью имитационного моделирования данные работы замкнутого цикла измельчения магнетитовых руд в условиях обогатительной фабрики Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного объединения. Экспериментальные данные получены при генеральных плавильных опробованиях работы соответствующих технологических секций с последующим расчетом водно-шламовой схемы.

Сравнительный анализ данных в табл. 1 показывает удовлетворительное соответствие расчетных показателей экспериментальным, что

позволяет сделать вывод об адекватности имитационной модели реальному процессу.

Для исследования работы замкнутого цикла мокрого измельчения магнетитовых руд на ЭВМ ЕС-1063 с помощью имитационного моделирования выполнены расчеты значений выходных параметров, характеризующих работу цикла при различных значениях входных параметров в рабочем диапазоне их изменения для условий фабрики обогащения магнетитовых руд Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного объединения.

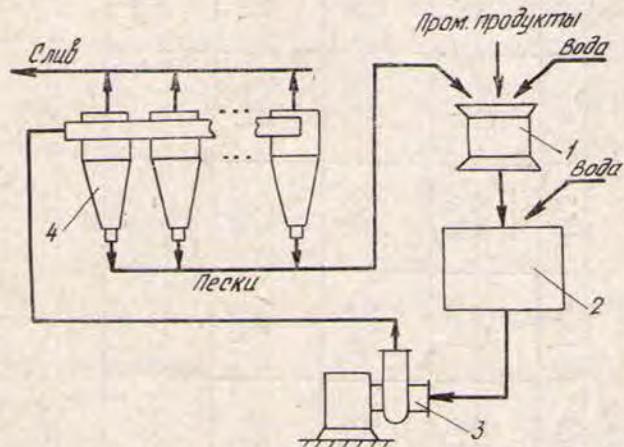


Рис. 1. Замкнутый цикл:  
1 — мельница; 2 — зумпф; 3 — насос; 4 — батарея гидроциклонов

К входным параметрам отнесены: нагрузка по руде и по воде на входе в цикл; гранулометрический состав руды на входе в цикл, уровень пульпы в зумпфе насоса, подающего питание на вход в батарею гидроциклонов; скорость вращения рабочего колеса этого насоса, диаметр песковой насадки гидроциклонов. Выходными параметрами являются: гранулометрический состав слива гидроциклонов, массовая доля твердого в этом продукте, удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм.

Расчеты выполнены по следующей методике. Исходя из анализа технологического режима работы отделения измельчения и результатов опробования его работы, выбраны три гранулометрических состава руды (пром. продукты), подаваемой на вход в цикл, именуемые в дальнейшем как руда под номерами 1, 2, 3. Определены средние значения входных параметров, для которых рассчитаны выходные параметры для каждого гранулометрического состава руды при изменении с одинаковым шагом одного из входных параметров. Средние значения входных параметров указаны ниже:

Нагрузка по руде на входе в замкнутый цикл, т/ч .	160
Нагрузка по воде на входе в замкнутый цикл, м <sup>3</sup> /ч .	100
Уровень пульпы в зумпфе насоса, м .	2,5
Скорость вращения рабочего колеса насоса, об/мин .	725
Диаметр песковой насадки гидроциклонов, мм .	72

Гранулометрический состав руды под номерами 1, 2, 3 приведен по порядку в каждой из табл. 2—6 (строчки с порядковыми номерами 1).

Выходные параметры рассчитаны для цикла измельчения, включающего две шаровые мельницы МШЦ 3600×5000, насос 8ГР8К и

## Таблица 1

Экспериментальные и расчетные данные работы замкнутого цикла измельчения

Продолжение табл. 1

Название	Насыпка по твердому, т/г	Содержание твердого, %	Гранулометрический состав, %						
			2,0	1,0	0,5	0,2	0,1	0,074	0,04
Слив мельницы: эксперимент расчет ЭВМ	625 628,3	67,4 59,1	—	—	0,8 3,2	3,3 7,0	16,9 17,8	9,4 7,7	19,4 10,6
Питание г/ц: эксперимент расчет ЭВМ	586,7 589,9	31,4 30,9	—	—	0,1 3,2	3,2 7,0	16,7 17,8	10,5 7,7	19,6 10,6
Слив г/ц (выход): эксперимент расчет ЭВМ	125,9 125,8	10,5 11,4	—	—	— —	0,1 0,7	1,1 1,0	1,5 1,0	3,8 4,3
<i>Секция № 1 от 20.04.76 г.</i>									
Вход в замкнутый цикл	167,3	50,0	0,6	8,15	13,15	16,4	15,0	6,3	9,25
Питание мельницы: эксперимент расчет ЭВМ	827,5 815	67,5 71,5	0,1 0,1	2,1 2,4	4,3 6,6	13,6 18,7	29,9 34,4	19,1 11,9	17,7 11,6
Слив мельницы: эксперимент расчет ЭВМ	827,5 815,6	67,5 71,2	—	0,5 0,8	2,0 4,0	9,0 15,4	30,6 32,2	17,0 12,1	19,2 13,3
Питание г/ц: эксперимент расчет ЭВМ	821,5 809,5	34,2 38,1	—	0,2 0,8	2,0 4,0	10,4 15,4	28,3 32,2	19,0 12,1	21,7 13,3
Слив г/ц (выход): эксперимент расчет ЭВМ	161,3 161,1	10,7 12,3	—	—	— —	0,3 —	6,1 3,5	5,5 7,2	20,4 19,5
									40,1 88,1
									35,5 89,3

Таблица 2

Технологические показатели работы замкнутого цикла измельчения при различных значениях нагрузки по руде и ее крупности на входе

№ п/п	Руда, классы, мм	+5.0	2.0	1,0	0,5	0,2	0,074	0,044	-0,044
1.	Массовая доля, %	7,1	14,5	17,1	15,6	11,7	3,5	6,1	24,4
2.	Нагрузка по руде, т/ч			120	140	160	180	200	220
3.		твердого		8,14	9,72	11,3	12,89	14,45	16,04
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		80,28	78,69	77,15	75,64	74,68	73,23
5.		кл. — 74 мкм		93,61	92,81	91,89	90,86	90,12	88,92
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному кл. — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч			0,62	0,73	0,84	0,94	1,04	1,13
1.	Массовая доля, %	3,6	12,0	13,2	18,3	10,5	5,5	6,0	30,1
2.	Нагрузка по руде, т/ч			120	140	160	180	200	220
3.		твердого		8,11	9,69	11,25	12,8	14,37	15,95
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		81,91	80,33	78,82	77,82	76,41	75,02
5.		кл. — 74 мкм		94,16	93,33	92,41	91,73	90,67	89,53
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному кл. — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч			0,57	0,66	0,76	0,85	0,94	1,02
1.	Массовая доля, %	0,35	6,4	17,05	14,4	15,75	4,5	6,65	34,9
2.	Нагрузка по руде, т/ч			120	140	160	180	200	220
3.		твердого		8,12	9,69	11,25	12,8	14,37	15,95
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		83,77	82,28	80,85	79,41	78,07	76,68
5.		кл. — 74 мкм		95,58	94,84	94,02	93,1	92,08	90,95
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному кл. — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч			0,52	0,61	0,7	0,78	0,86	0,93

батарею из десяти гидроциклонов диаметром 500 мм с размерами насадок: сливной — 130 мм, питающей 60×140 мм.

В табл. 2—6 приведены расчетные значения выходных параметров при различных значениях входных параметров для установленного режима работы. Результаты расчетов представлены в виде графиков зависимости крупности сливного продукта гидроциклонов и его объ-

Таблица 3

Технологические показатели работы замкнутого цикла измельчения при различных значениях нагрузки по воде и крупности руды на входе

№ п/п	Руда, классы, мм	+5.0	2.0	1.0	0.5	0.2	0.074	0.044	-0.044	
1.	Массовая доля, %	7.1	14.5	17.1	15.6	11.7	3.5	6.1	24.4	
2.	Нагрузка по воде, м <sup>3</sup> /ч		60		80		120		140	
3.		твердого		11.27		11.29		11.32		11.31
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		78.03		77.6		76.66		76.67
5.		кл. — 74 мкм		92.41		92.16		91.59		91.59
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч		0.85		0.84		0.83		0.83	
1.	Массовая доля, %	3.6	12.0	13.2	18.3	10.5	5.5	6.0	30.1	
2.	Нагрузка по воде, м <sup>3</sup> /ч		60		80		120		140	
3.		твердого		11.22		11.24		11.25		11.27
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		80.06		79.25		78.82		78.36
5.		кл. — 74 мкм		93.15		92.68		92.41		92.12
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч		0.77		0.76		0.76		0.75	
1.	Массовая доля, %	0.35	6.4	17.05	14.4	15.75	4.5	6.65	34.9	
2.	Нагрузка по воде, м <sup>3</sup> /ч		60		80		120		140	
3.		твердого		11.22		11.24		11.26		11.29
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		81.98		81.25		80.43		79.52
5.		кл. — 74 мкм		94.65		94.25		93.77		93.19
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч		0.72		0.71		0.69		0.68	

ема при изменении соответствующих режимных параметров (рис. 2). Полученные зависимости согласуются с экспериментальными данными многочисленных исследований многих авторов, что еще раз подтверждает адекватность реальному процессу имитационной модели работы замкнутого цикла мокрого измельчения.

Приведенные в табл. 2—6 расчетные значения выходных параметров при различных значениях входных параметров для установивше-

Таблица 4

**Технологические показатели работы замкнутого цикла измельчения  
при различных уровнях пульпы в зумпфе насоса**

№ п/п	Руда, классы, мм	+5.0	2.0	1.0	0.5	0.2	0.074	0.044	-0.044
		7.1	14.5	17.1	15.6	11.7	3.5	6.1	24.4
1.	Массовая доля, %	7.1	14.5	17.1	15.6	11.7	3.5	6.1	24.4
2.	Уровень пульпы в зумпфе, м				0.3	1.1	1.9	2.7	
3.		твердого		11.72	11.51	11.44	11.3		
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		77.07	77.1	77.13	77.15		
5.		кл. — 74 мкм		91.97	91.83	91.86	91.89		
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч			0.84	0.84	0.84	0.84		
1.	Массовая доля, %	3.6	12.0	13.2	18.3	10.5	5.5	6.0	30.1
2.	Уровень пульпы в зумпфе, м			0.3	1.1	1.9	2.7		
3.		твердого		11.68	11.53	11.35	11.2		
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		78.74	78.91	79.12	79.19		
5.		кл. — 74 мкм		92.31	92.44	92.59	92.64		
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч			0.76	0.76	0.76	0.76		
1.	Массовая доля, %	0.35	6.4	17.05	14.4	15.75	4.5	6.65	34.9
2.	Уровень пульпы в зумпфе, м			0.3	1.1	1.9	2.7		
3.		твердого		11.69	11.65	11.62	11.6		
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		80.35	80.4	80.43	80.45		
5.		кл. — 74 мкм		93.67	93.7	93.72	93.74		
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч			0.69	0.69	0.69	0.7		

того режима работы можно рассматривать как статические характеристики замкнутого цикла измельчения, если сам цикл принять за объект управления. Тогда входные параметры, кроме гранулометрического состава руды на входе, можно рассматривать как управляющие воздействия, так как имеется реальная возможность изменять каждый

Таблица 5

Технологические показатели работы замкнутого цикла измельчения  
при различных скоростях вращения рабочего колеса насоса

№ п/п	Руда, классы, мм	+5.0	2.0	1.0	0.5	0.2	0.074	0.044	-0.044
1.	Массовая доля, %	7.1	14.5	17.1	15.6	11.7	3.5	6.1	24.4
2.	Скорость вращения вала насоса, об/мин		650		700		750		800
3.		твёрдого		13.4		11.9		10.76	9.85
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		75.63		76.87		77.83	78.59
5.		кл. — 74 мкм		90.65		91.64		92.36	92.9
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч		0.82		0.83		0.84		0.85
1.	Массовая доля, %	3.6	12.0	13.2	18.3	10.5	5.5	6.0	30.1
2.	Скорость вращения вала насоса об/мин		650		700		750		800
3.		твёрдого		12.56		11.87		10.74	10.27
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		78.16		78.52		79.46	79.63
5.		кл. — 74 мкм		91.84		92.15		92.87	93.02
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч		0.75		0.76		0.77		0.77
1.	Массовая доля, %	0.35	6.4	17.05	14.4	15.75	4.5	6.65	34.9
2.	Скорость вращения вала насоса, об/мин		650		700		750		800
3.		твёрдого		13.34		11.86		10.72	9.82
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		79.36		80.16		81.08	81.81
5.		кл. — 74 мкм		92.84		93.53		94.21	94.73
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному классу — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч		0.69		0.69		0.7		0.71

из них в рабочем диапазоне их изменения, влияя на значения выходных параметров.

Важнейшим технологическим показателем работы цикла измель-

Технологические показатели работы замкнутого цикла измельчения  
при различных размерах песковой насадки гидроциклонов

№ п/п	Руда, классы, мм	+5.0	2.0	1.0	0.5	0.2	0.074	0.044	-0.044
1.	Массовая доля, %	7.1	14.5	17.1	15.6	11.7	3.5	6.1	24.4
2.	Диаметр песковой насадки, мм		56		64		72	80	88
3.		твердого		10.55		10.9		11.3	11.75
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		74.53		75.55		76.76	77.15
5.		кл. — 74 мкм		90.47		91.48		91.89	92.29
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному кл. — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч		0.82		0.83		0.84	0.84	0.85
1.	Массовая доля, %	3.6	12.0	13.2	18.3	10.5	5.5	6.0	30.1
2.	Диаметр песковой насадки, мм		56		64		72	80	88
3.		твердого		10.04		10.57		11.25	12.15
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		75.98		77.42		78.82	80.32
5.		кл. — 74 мкм		89.96		91.27		92.42	93.47
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному кл. — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч		0.73		0.74		0.76	0.77	0.79
1.	Массовая доля, %	0.35	6.4	17.05	14.4	15.75	4.5	6.65	34.9
2.	Диаметр песковой насадки, мм		56		64		72	80	88
3.		твердого		10.53		10.87		11.25	11.68
4.	Массовая доля в сливе гидроциклонов, %	кл. — 44 мкм		79.11		80.0		80.85	81.39
5.		кл. — 74 мкм		92.54		93.33		94.02	94.46
6.	Удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному кл. — 74 мкм, т/м <sup>3</sup> ·ч		0.68		0.69		0.7	0.71	0.71

чения является крупность сливного продукта, которая определяет степень раскрытия ценного минерала.

Для условий исследуемого объекта таким выходным параметром является массовая доля класса — 74 мкм в сливе гидроциклонов. По данным табл. 2—6 легко оценить эффективность каждого из перечисленных управляющих воздействий по каналу: управляющее воздейст-

вие — массовая доля класса — 74 мкм в сливе гидроциклонов. В качестве критерия эффективности управляющего воздействия примем параметрическую чувствительность указанного выходного параметра по соответствующему каналу. Номера каналов и их названия приведены ниже:

Название входной переменной	Название выходной переменной
Нагрузка по руде на входе в цикл	Массовая доля класса — 74 мкм
Нагрузка по воде на входе в цикл	в сливе
Уровень пульпы в зумпфе насоса	То же
Скорость вращения рабочего колеса насоса	гидроциклонов »
Диаметр песковой насадки гидроциклонов	»

В табл. 7 приведены значения в процентах параметрических чувствительностей выходного параметра для указанных выше каналов управления, рассчитанные по данным табл. 2—6.

Анализ данных табл. 7 показывает, что наиболее эффективными из рассмотренных управляющих воздействий являются: нагрузка по руде на входе в цикл, скорость вращения рабочего колеса насоса и диаметр песковой насадки гидроциклонов. Причем предпочтительнее последние, так как по данным табл. 2—6 при уменьшении нагрузки по руде с целью повышения массовой доли класса — 74 мкм в сливе гидроциклонов удельная нагрузка на мельницу по вновь образованному этому же классу падает.

А при соответствующем изменении двух других управляющих воздействий этот же показатель увеличивается.

Распространенное мнение о возможности управлять

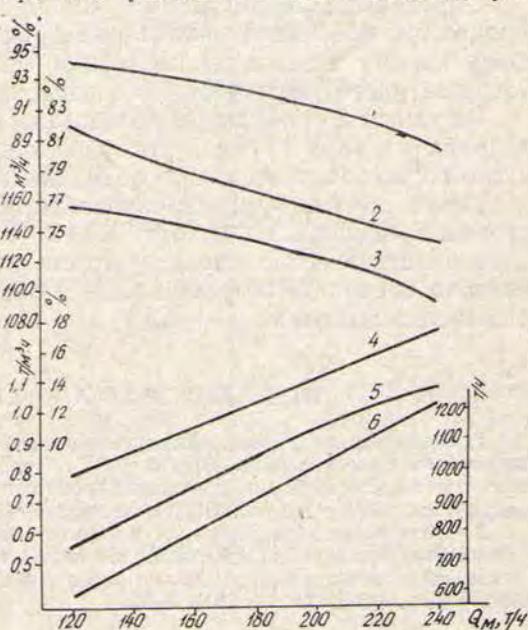


Рис. 2. Значение выходных параметров при изменении нагрузки по руде на входе:

1 — содержание кл.— 74 мкм в сливе, %; 2 — содержание кл.— 44 мкм в сливе, %; 3 — объемный расход сливка, м<sup>3</sup>/ч; 4 — весовое содержание твердого в сливке, %; 5 — вновь образованный кл.— 74 мкм в сливке мельницы, т/м<sup>3</sup>·ч; 6 — нагрузка на мельницу по руде, т/ч

Таблица 7

Параметрические чувствительности различных каналов управления замкнутым циклом

Номер канала	Номер гранулометрического состава руды на входе			Среднее значение
	1	2	3	
1	8,74	8,57	8,3	8,54
2	1,11	1,39	1,94	1,48
3	0,06	0,11	0,05	0,07
4	11,85	6,17	9,74	9,25
5	5,57	10,38	5,19	7,11

крупностью измельчения путем изменения уровня пульпы в зумпфе насоса путем добавления туда воды не подтверждается. Этот канал, возможно, будет эффективным только в динамике, пока не установится новый режим работы цикла. Режим устанавливается примерно в течение часа после изменения входного параметра.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Разработан комплекс уравнений имитационной модели замкнутого цикла измельчения магнетитовых руд. Адекватность имитационной модели реальному процессу убедительно подтверждена приведенными в работе материалами и анализом сравнительных данных.

Проведено исследование работы замкнутого цикла с помощью имитационной модели. Представленные графики и данные таблиц дают качественную и количественную картины влияния режимных и конструктивных параметров на технологические показатели работы цикла.

Определены эффективные каналы управления технологическим процессом, сделана оценка параметрической чувствительности по каждому каналу и даны рекомендации по практическому использованию того или иного управляющего воздействия.

Результаты работы использованы при разработке технического задания на АСУ группой технологических секций Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного объединения.

Таким образом, использование имитационной модели позволяет всесторонне исследовать работу замкнутых циклов измельчения, получать их статические характеристики как объектов управления и объективно оценивать эффективность любых управляющих воздействий по различным каналам.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Исследование работы замкнутого цикла мокрого измельчения с помощью имитационного моделирования / Брагин В. Г., Поршнев М. Н., Рахимова А. В. // Физическое и математическое моделирование процессов горного производства: Сб. ст. / СГИ.— Свердловск, 1990.— Деп. ВИНИТИ, № 2612, В-90.
2. Статические характеристики замкнутого цикла мокрого измельчения как объекта управления / Брагин В. Г., Казаков Ю. М., Рахимова А. В. // Физическое и математическое моделирование процессов горного производства: Сб. ст. / СГИ.— Свердловск, 1990.— Деп. ВИНИТИ, № 2612, В-90.

УДК 681.51 : 669.162

Ю. С. Петров, В. А. Боровков, С. С. Головырин, И. И. Исаков

## КОМБИНИРОВАННЫЙ АЛГОРИТМ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ АГЛОМЕРАЦИИ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА

Стабильность основности готового окускованного материала определяет экономические показатели аглофабрик, фабрик окатышей, доменного производства [2].

В статье рассматривается метод управления основностью окускованного материала путем реализации алгоритма комбинированного управления. Структура управляемого объекта, включающего дозировку компонентов шихты, агломашину, охладитель, а также систему цифрового управления, приведена на рис. 1.

На вход ЭВМ доступают непрерывные сигналы о расходах шихтовых материалов, а также результаты периодического опробования

шихтовых материалов, промпродукта и готового продукта. Управляющее воздействие — расход известняка — вырабатывается разомкнутой частью алгоритма, полученной на основании анализа уравнений материального баланса приведенной технологической схемы [1]:

$$Q_n^p = [Q_k(1 - W_k/100) \text{CaO}_k/100 + Q_t(1 - W_t/100) Z_t/100 \text{CaO}_t/100 + \\ + Q_b \text{CaO}_b''/100] - M_3'' [Q_k(1 - W_k/100) \text{SiO}_{2k}/100 + Q_t(1 - W_t/100) \times \\ \times Z_t/100 \text{SiO}_{2t}/100 + Q_b \text{SiO}_{2b}'/100]/[M_3''(1 - W_n/100) \text{SiO}_{2n}/100 - \\ - (1 - W_n/100) \text{CaO}_n/100], \quad (1)$$

где  $Q_n^p$  — вычисленное значение расхода известняка для получения заданной основности в заданном объеме готового окускованного материала, т/ч;

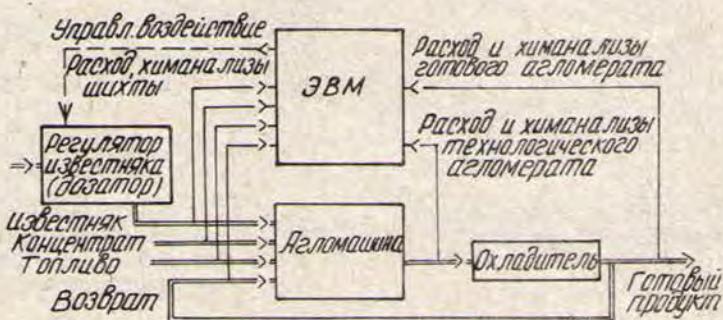


Рис. 1. Схема управления процессом дозирования шихты

$Q_k$ ,  $Q_t$ ,  $Q_b$  — расходы концентрата, топлива, возвратных продуктов соответственно, т/ч;  $\text{CaO}_k$ ,  $\text{CaO}_t$ ,  $\text{CaO}_n$ ,  $\text{SiO}_{2k}$ ,  $\text{SiO}_{2t}$ ,  $\text{SiO}_{2n}$  — содержание  $\text{CaO}$ ,  $\text{SiO}_2$  в концентрате, топливе, известняке соответственно по данным химанализов, %;  $W_k$  — влажность концентрата, %;  $Z_t$ ,  $W_t$ ,  $W_n$  — зольность топлива, влажность топлива и известняка соответственно, %;  $M_3''$  — прогнозируемая основность готового окускованного материала, отн. ед;  $\text{CaO}_b''$ ,  $\text{SiO}_{2b}'$  — значения содержания окиси кальция и кремнезема возврата (%), вычисленные по следующим формулам:

$$\text{CaO}_b'' = [Q_k^{-2}(1 - W_k^{-2}/100) \text{CaO}_k^{-2}/100 + Q_n^{-2}(1 - W_n/100) \text{CaO}_n/100 + \\ + Q_t^{-2}(1 - W_t/100) \text{CaO}_t/100 \cdot Z/100 + Q_b^{-2} \text{CaO}_b^{-2}/100]/[Q_k^{-2}(1 - W_k^{-2}/100) + \\ + Q_n^{-2}(1 - W_n/100)(1 - \Pi\Pi\Pi/100) + Q_t^{-2}(1 - W_t/100)Z/100 + Q_b^{-2}], \quad (2)$$

$$\text{SiO}_{2b}' = [Q_k^{-2}(1 - W_k^{-2}/100) \text{SiO}_{2k}^{-2}/100 + Q_n^{-2}(1 - W_n/100) \text{SiO}_{2n}/100 + \\ + Q_t^{-2}(1 - W_t/100) \text{SiO}_{2t}/100 \cdot Z/100 + Q_b^{-2} \text{SiO}_{2b}^{-2}/100]/[Q_k^{-2}(1 - \\ - W_k^{-2}/100) + Q_n^{-2}(1 - W_n/100)(1 - \Pi\Pi\Pi/100) + \\ + Q_t^{-2}(1 - W_t/100)Z/100 + Q_b^{-2}], \quad (3)$$

где  $Q_k^{-2}$ ,  $Q_t^{-2}$ ,  $Q_n^{-2}$  — фактические расходы концентрата, топлива, известняка в шихте, взятые за предыдущие 2 часа, т/ч;  $\text{CaO}_k^{-2}$ ,  $\text{CaO}_t$ ,  $\text{CaO}_n$ ,  $\text{SiO}_{2k}^{-2}$ ,  $\text{SiO}_{2t}$ ,  $\text{SiO}_{2n}$  — содержание  $\text{CaO}$  и  $\text{SiO}_2$  в шихте (концентраторе, топливе, известняке соответственно), взятые за предыдущие 2 часа, полученные на основе данных химанализов, %;  $W_k^{-2}$  — влажность концентрата, взятая за предыдущие 2 часа, %;  $Z$ ,  $W_t$ ,  $W_n$ ,  $\Pi\Pi\Pi$  — зольность топлива, влажность топлива и известняка, потери при прокаливании известняка

соответственно, полученные на основе химанализов (производятся 1 раз в смену — 8 часов), %;  $Q_u^{-2}$  — фактический расход возврата, взятый за предыдущие 2 часа, по данным конвейерных весов возвратных продуктов, т/ч;  $\text{CaO}_u^{-2}$ ,  $\text{SiO}_{2u}^{-2}$  — содержания  $\text{CaO}$ ,  $\text{SiO}_2$  в агломерате технологическом, взятые за предыдущие 2 часа, полученные на основе данных химанализов, %.

Описанная часть алгоритма управления реализует задачу стабилизации основности в готовой продукции — готового окускованного материала.

Второй контур управления — замкнутый — в качестве входных сигналов использует результаты химанализов промпродукта и готового про-

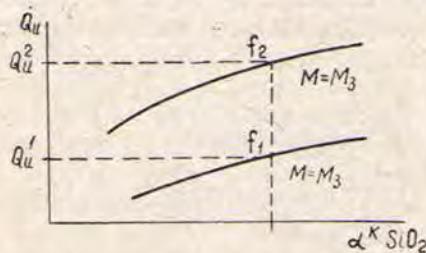


Рис. 2. Иллюстрация дрейфа модели технологического процесса

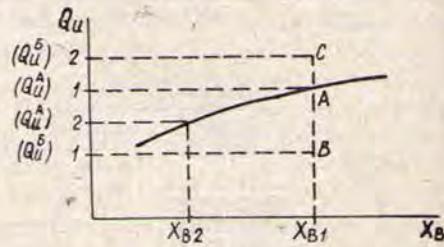


Рис. 3. Пояснение способа компенсации дрейфа технологического процесса окускования железорудных концентратов

дукта. Результатирующий сигнал управления вырабатывается как взвешенная сумма сигналов первого и второго контуров [2].

Особенностью алгоритма является учет дрейфа модели процесса, вызванного действием неконтролируемых факторов. Предполагается, что эти факторы меняются достаточно медленно. Примером дрейфа модели процесса является ситуация, когда фактический расход флюсующих добавок и топлива в ряде случаев не совпадает с показаниями щитовых приборов. Для учета этого вручную периодически измеряются фактические расходы и сопоставляются с показаниями приборов. Описанная ситуация проиллюстрирована на рис. 2. На нем изображены зависимости расхода известняка  $Q_u$  от содержания двуокиси кремния в концентрате  $\alpha^k \text{SiO}_2$ . Каждая из зависимостей построена для фиксированного значения неконтролируемого фактора  $f_1$  и  $f_2$  соответственно.

Переход с одной характеристики на другую технолог осуществляет быстрее, чем ЭВМ, так как ориентируется по косвенным признакам и неконтролируемым системой факторам. Алгоритм управления предусмотрен такой переход, но он выполняется медленнее, так как требуется достаточно много времени для того, чтобы уверенно выделить на фоне помех дрейф характеристик технологического процесса. В указанной ситуации для быстрого изменения режима управления используется человеко-машинная процедура. Пояснение предлагаемого способа приведено на рис. 3. Пусть в момент запуска системы управления свойства сырья для окускования характеризуются точкой  $X_B$ . Свойства объекта отражены в регулировочной характеристике, представленной кривой на рис. 3. Указанная характеристика получена без учета значений неконтролируемых возмущений и обеспечивает получение заданной основности  $M_3$  готового продукта. Алгоритм формирует управляющее воздействие — расход известняка ( $Q_u^A$ ), соответствующий рабочей точке  $A$ . С учетом косвенных признаков и неконтролируемых автоматической системой факторов технолог предлагает для этих усло-

вий расход известняка ( $Q_{ii}^B$ ), соответствующий точке  $B$ . В момент ручной коррекции происходит запоминание базового режима ( $Q_{ii}^B$ )<sub>1</sub>, а также значения ( $Q_{ii}^A$ )<sub>1</sub>. Вычисляется поправка относительно базового режима:

$$\Delta Q_1 = (Q_{ii}^B)_1 - (Q_{ii}^A)_1. \quad (4)$$

При изменениях контролируемых системой параметров алгоритмом рассчитывается новый расход ( $Q_{ii}^A$ )<sub>2</sub> и вычисляется поправка:

$$\Delta Q_2 = (Q_{ii}^A)_1 - (Q_{ii}^A)_2. \quad (5)$$

Управляющее воздействие — расход известняка в каждый момент времени вычисляется по формуле

$$(Q_{ii})_2 = (Q_{ii}^B)_1 + \Delta Q_1 + \Delta Q_2. \quad (6)$$

При появлении дрейфа модели, что проявляется в систематическом отклонении показателей качества от задания или резком изменении значений неконтролируемых факторов, технолог инициализирует ввод в ЭВМ нового значения базового режима. Технологом вводится новое значение базового режима, например ( $Q_{ii}^B$ )<sub>2</sub>, и повторяется описанная выше процедура вычисления управляющего воздействия. Согласно проведенным наблюдениям такое оперативное вмешательство технолога в процесс управления шихтоподготовкой происходит не чаще одного-двух раз в течение смены.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Боровков В. А., Петров Ю. С., Головырин С. С., Искаков И. М. Управление процессом дозирования шихты для окускования железорудных материалов // Известия вузов. Горный журнал.— 1993.— № 12.
2. Федоровский Н. В. Автоматическое управление технологическими процессами окускования сыпучих материалов.— Киев: Техника, 1976.— С. 89—92.

# АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.24.05.055

Н. Б. Ситников

## ВЛИЯНИЕ ОГРАНИЧЕНИЙ НА ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЦЕССА БУРЕНИЯ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ СКВАЖИН

При проходке геологоразведочных скважин на процесс бурения всегда действуют различного рода ограничения, связанные с предельными возможностями механизмов и исполнительных органов станка (лебедки, подающего и вращательного механизмов), а также определяемые прочностью бурового инструмента, длиной колонкового набора, износом породоразрушающего инструмента и т. д. Эти ограничения, с одной стороны, снижают показатели бурового станка, например, производительность, за счет низких скоростей подъема бурового става (ограничение по мощности лебедки), что влечет увеличение времени вспомогательных операций и уменьшение рейсовой скорости бурения, а также ограничивают механическую скорость бурения и проходку на породоразрушающий инструмент за счет его износа и т. д., а с другой — позволяют выбирать режимы, оптимальные по тому или иному показателю процесса бурения. Следовательно, ограничения, накладываемые на процесс бурения, являются необходимым условием экстремума какого-либо его показателя. Статья посвящена анализу влияния различного рода ограничений на показатели процесса бурения геологоразведочных скважин.

Число ограничений, налагаемых на процесс бурения геологоразведочных скважин, весьма значительно; они воздействуют на процесс чаще всего совместно по нескольку сразу, в зависимости от типа породоразрушающего инструмента, технических условий, способа бурения и т. д. Если учитывать наиболее существенные ограничения (по износу породоразрушающего инструмента, по мощности механизма вращателя, по механической скорости бурения, по величине колонкового набора, по режимным параметрам), то число всех возможных вариантов (по одному, по два и т. д. ограничений) равно 32.

Чтобы выяснить, какое влияние на оптимизацию процесса бурения глубоких скважин оказывают ограничения, введем понятие об идеальном породоразрушающем инструменте: это такой инструмент, который в процессе бурения не затупляется и не изнашивается, т. е. не теряет своих рабочих и физических свойств, не изменяет геометрических размеров, кроме того, для него отсутствуют ограничения по осевому усилию, угловой скорости вращения и механической скорости бурения:

$P > C$ ,  $\omega > D$ ,  $\partial v_0 / \partial P \neq 0$ ;  $\partial v_0 / \partial \omega \neq 0$ , где  $C$  и  $D$  — любые положительные числа.

Одновременно необходимо ввести понятие об идеальных условиях бурения. Идеальные условия бурения — это условия, при которых свойства буриемых пород (крепость, трещиноватость, буримость) неизменны; очистка забоя скважины исключает ее зашламование и переизмельчение породы; бурение ведется сплошным забоем (отсутствует ограничение по проходке за рейс); мощность подающего и вращательного механизмов не ограничены, буровой став устойчив по осевому усилию и врачающему моменту, вибрация отсутствует.

При бурении скважины идеальным породоразрушающим инструментом в идеальных условиях на процесс бурения не наложено никаких ограничений. Покажем, что в этом случае невозможно оптимизировать какой-либо показатель процесса бурения. Действительно, при бурении незатупляющимся породоразрушающим инструментом ( $v(t) = v_0 = \text{const}$ ) текущее значение проходки определяется из выражения

$$h = v_0 \cdot t, \quad (1)$$

рейсовая скорость бурения:

$$v_p = h(t + t_{bc})^{-1} = v_0 t(t + t_{bc})^{-1}, \quad (2)$$

а текущее значение стоимости проходки одного метра скважины:

$$q = cv_0^{-1} + ct_{bc} \cdot h^{-1} + c_n H^{-1}, \quad (3)$$

где  $H$  — проходка на породоразрушающий инструмент.

Поскольку для идеального породоразрушающего инструмента проходка  $H$  стремится к бесконечности, то выражение (3) в этом случае принимает вид:

$$q = cv_0^{-1} + ct_{bc}h^{-1} = cv_p^{-1}, \quad (4)$$

где  $v_0$  — механическая скорость бурения идеальным породоразрушающим инструментом;  $c$  — стоимость одного часа работы бурового станка без учета стоимости бурового инструмента;  $c_n$  — стоимость бурового инструмента.

Необходимые условия экстремума проходки на породоразрушающий инструмент записываются следующим образом:

$$\left. \begin{array}{l} \frac{\partial h}{\partial P} = 0; \\ \frac{\partial h}{\partial \omega} = 0; \\ \frac{\partial h}{\partial t} = 0. \end{array} \right\} \Rightarrow \left. \begin{array}{l} t \frac{\partial v_0}{\partial P} = 0; \\ t \frac{\partial v_0}{\partial \omega} = 0; \\ v(t) = v_0 = 0. \end{array} \right\} \Rightarrow \left. \begin{array}{l} hv_0^{-1} \frac{\partial v_0}{\partial P} = 0; \\ hv_0^{-1} \frac{\partial v_0}{\partial \omega} = 0; \\ v_0 = 0. \end{array} \right\} \quad (5)$$

Очевидно, что первые два уравнения системы (5) справедливы при  $t=0$ , чему соответствует проходка, равная нулю (минимум проходки); третье необходимое условие экстремума проходки, как видно из системы (5), не соблюдается, поскольку  $v_0 \neq 0$ , поэтому в данных условиях проходка не имеет экстремума.

Исследуем критерий максимума рейсовой скорости при бурении идеальным породоразрушающим инструментом в идеальных условиях. Необходимые условия экстремума рейсовой скорости бурения могут быть получены из следующей системы уравнений:

$$\left. \begin{array}{l} \frac{\partial v_p}{\partial P} = 0; \\ \frac{\partial v_p}{\partial \omega} = 0; \\ \frac{\partial v_p}{\partial t} = 0. \end{array} \right\} \Rightarrow \left. \begin{array}{l} v_p h^{-1} \frac{\partial h}{\partial P} = 0; \\ v_p h^{-1} \frac{\partial h}{\partial \omega} = 0; \\ t_{bp} = 0. \end{array} \right\} \left. \begin{array}{l} \frac{\partial h}{\partial P} = 0; \\ \frac{\partial h}{\partial \omega} = 0; \\ t_{bc} = 0. \end{array} \right\} \quad (6)$$

Первые два уравнения систем (6) и (5) совпадают, т. е. рейсовая скорость бурения, как и проходка на породоразрушающий инструмент,

не имеет экстремума по осевому усилию и угловой скорости вращения; третье условие при бурении глубоких скважин никогда не выполняется. Таким образом, при бурении глубоких скважин идеальным породоразрушающим инструментом рейсовая скорость не имеет экстремума.

Запишем необходимые условия для минимума стоимости проходки одного метра скважины:

$$\left. \begin{array}{l} \frac{\partial q}{\partial P} = 0; \\ \frac{\partial q}{\partial \omega} = 0; \\ \frac{\partial q}{\partial t} = 0. \end{array} \right\} \Rightarrow \left. \begin{array}{l} -ct_{bc}h^{-2}\frac{\partial h}{\partial P} = 0; \\ -ct_{bc}h^{-2}\frac{\partial h}{\partial \omega} = 0; \\ -ct_{bc}h^{-2}v(t) = 0. \end{array} \right\} \Rightarrow \left. \begin{array}{l} \frac{\partial h}{\partial P} = 0; \\ \frac{\partial h}{\partial \omega} = 0; \\ v(t) = v_0 = 0. \end{array} \right\} \quad (7)$$

Системы уравнений (5) и (7) совпадают, т. е. при бурении глубоких скважин в идеальных условиях идеальным породоразрушающим инструментом стоимость проходки одного метра скважины не имеет экстремума.

Рассмотрим экстремум проходки на один оборот породоразрушающего инструмента:

$$\delta = 2\pi \cdot \frac{v_0}{\Omega}.$$

Необходимые условия экстремума проходки на один оборот породоразрушающего инструмента имеют вид:

$$\left. \begin{array}{l} \frac{\partial \delta}{\partial P} = \delta v_0^{-1} \frac{\partial v_0}{\partial P} = 0; \\ \frac{\partial \delta}{\partial \omega} = 2\pi \omega^{-2} (\omega \frac{\partial v_0}{\partial \omega} - v_0) = 0; \\ \frac{\partial \delta}{\partial t} = 2\pi \omega^{-1} \frac{\partial v_0}{\partial t} = 0. \end{array} \right\} \quad (8)$$

Поскольку на процесс бурения не наложено ограничения по износу, то третье уравнение системы (8) является тождеством. Очевидно также, что первое уравнение системы (8) никогда не выполняется. Второе уравнение системы (8) означает, что если из начала системы координат  $(\omega, v)$  провести прямую, касательную к  $v_0(\omega)$ , которая имеет точку касания, отличную от начала координат, то в точке касания имеет место максимум функции  $\delta(\omega)$ . Очевидно, что для принятых условий проходку на один оборот идеального породоразрушающего инструмента следует считать только функцией режимных параметров  $P$  и  $\omega$ , в этом случае достаточные условия экстремума проходки на один оборот могут быть записаны следующим образом:

$$\frac{\partial^2 \delta}{\partial P^2} \cdot \frac{\partial^2 \delta}{\partial \omega^2} - \left( \frac{\partial^2 \delta}{\partial P \cdot \partial \omega} \right)^2 > 0 \Rightarrow \frac{\partial^2 v_0}{\partial P^2} \cdot \frac{\partial^2 v_0}{\partial \omega^2} - \left( \frac{\partial^2 v_0}{\partial P \cdot \partial \omega} \right)^2 > 0.$$

Из последнего выражения видно, что достаточные условия экстремума проходки на один оборот идеального породоразрушающего инструмента те же, что и для максимума механической скорости бурения; поскольку для принятых условий механическая скорость бурения не имеет экстремума (не ограничена), то и проходка на один оборот не имеет экстремума.

Если на процесс бурения глубоких скважин наложено какое-либо ограничение (по износу, по мощности вращателя, по механической скорости бурения, по величине колонкового набора, по угловой скорости вращения породоразрушающего инструмента и осевому усилию и т. д.), то условия бурения и сам породоразрушающий инструмент уже нельзя считать идеальными. В этом случае становится возможным оптимизировать процесс бурения по какому-то его показателю.

Исследуем влияние на показатели процесса бурения ограничения только по износу породоразрушающего инструмента. Для самозатачивающегося породоразрушающего инструмента ограничением по износу будет время его отработки (срок службы опор долота или время изно-

са алмазосодержащего слоя матрицы) как функция режимных параметров  $T = T(P, \omega)$ . Для исследования возможности оптимизации механической скорости бурения  $v_0(P, \omega)$  при ограничении по времени его отработки составим функцию Лагранжа:

$$L_1 = v_0(P, \omega) - \lambda [T - T(P, \omega)].$$

Необходимые условия экстремума:

$$\left. \begin{array}{l} \partial L_1 / \partial P = 0; \\ \partial L_1 / \partial \omega = 0; \\ \partial L_1 / \partial \lambda = 0. \end{array} \right\} \Rightarrow \left. \begin{array}{l} \partial v_0 / \partial P - \lambda \partial T / \partial P = 0; \\ \partial v_0 / \partial \omega - \lambda \partial T / \partial \omega = 0; \\ T = T(P, \omega). \end{array} \right\} \quad (9)$$

Из первого и второго уравнений системы (9) легко получить следующее уравнение:

$$\frac{\partial v_0}{\partial P} \cdot \frac{\partial T}{\partial \omega} = \frac{\partial v_0}{\partial \omega} \cdot \frac{\partial T}{\partial P}. \quad (10)$$

Таким образом, локально-оптимальные значения механической скорости бурения принадлежат уравнению, которое в плоскости режимных параметров  $P$  и  $\omega$  описывает кривую, названную оптимальью [1].

Запишем функцию Лагранжа для проходки на породоразрушающий инструмент:

$$L_2 = v_0 t - \lambda [T - T(P, \omega)].$$

Необходимые условия экстремума проходки на породоразрушающий инструмент записываются следующим образом:

$$\left. \begin{array}{l} \partial L_2 / \partial P = 0; \\ \partial L_2 / \partial \omega = 0; \\ \partial L_2 / \partial \lambda = 0. \end{array} \right\} \Rightarrow \left. \begin{array}{l} t \partial v_0 / \partial P - \lambda \partial T / \partial P = 0; \\ t \partial v_0 / \partial \omega - \lambda \partial T / \partial \omega = 0; \\ T = T(P, \omega). \end{array} \right\} \quad (11)$$

Из первого и второго уравнения системы (11) легко получается уравнение оптимальи (10); таким образом, локально-оптимальные значения проходки так же, как и механической скорости бурения, принадлежат оптимальи (10).

Аналогично можно показать, что для принятого ограничения по износу локально-оптимальные значения стоимости проходки одного метра скважины и рейсовой скорости бурения самозатачивающимся породоразрушающим инструментом принадлежат оптимальи (10).

При отработке затупляющегося породоразрушающего инструмента ограничением, накладываемым на процесс бурения, является функция износа [2]:

$$\psi(P, \omega, t) = v_0^{-1} \int_0^t v(t) dt = h \cdot v_0^{-1}(P, \omega). \quad (12)$$

Текущее значение проходки равно:

$$h = v_0 \psi. \quad (13)$$

Рейсовая скорость бурения:

$$v_p = h(t + t_{bc})^{-1} = v_0 \psi(t + t_{bc})^{-1}. \quad (14)$$

Стоимость проходки одного метра скважины:

$$q = ((t + t_{bc}) c + c_n) \cdot h^{-1}. \quad (15)$$

Запишем необходимые условия экстремума проходки на породоразрушающий инструмент:

$$\begin{aligned} \frac{\partial h}{\partial P} = 0; & \quad v_0 \frac{\partial \psi}{\partial P} + \psi \frac{\partial v_0}{\partial P} = 0; \\ \frac{\partial h}{\partial \omega} = 0; & \quad v_0 \frac{\partial \psi}{\partial \omega} + \psi \frac{\partial v_0}{\partial \omega} = 0; \\ \frac{\partial h}{\partial t} = 0. & \quad v = v_0 \frac{\partial \psi}{\partial t} = 0. \end{aligned} \quad (16)$$

Из первых двух уравнений системы (16) легко получить уравнение:

$$\frac{\partial v_0}{\partial P} \cdot \frac{\partial \psi}{\partial \omega} = \frac{\partial v_0}{\partial \omega} \cdot \frac{\partial \psi}{\partial P}. \quad (17)$$

Для большинства известных в настоящее время функций износа (и всех предложенных Р. А. Бадаловым зависимостей механической скорости от времени чистого бурения) выражение (17) не зависит от времени (3) и в плоскости режимных параметров  $P$  и  $\omega$  описывает кривую, названную оптималью. Таким образом, для затупляющегося породоразрушающего инструмента локально-оптимальные значения режимных параметров по проходке на породоразрушающий инструмент принадлежат оптимали.

Если от выражения (14) взять частные производные по  $P$ ,  $\omega$  и  $t$  и приравнять их к нулю, то получим следующую систему уравнений:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial v_p}{\partial P} &= \frac{v_p}{h} \cdot \frac{\partial h}{\partial P} = 0. \\ \frac{\partial v_p}{\partial \omega} &= \frac{v_p}{h} \cdot \frac{\partial h}{\partial \omega} = 0. \\ \frac{\partial v_p}{\partial t} &= \frac{\partial_p}{h} (v - v_p) = 0. \end{aligned} \right\} \begin{aligned} \frac{\partial h}{\partial P} &= 0; \\ \frac{\partial h}{\partial \omega} &= 0; \\ v &= v_p. \end{aligned} \quad (18)$$

Очевидно, что первые два уравнения систем (16) и (18) совпадают, следовательно, оптимальные (по проходке и по рейсовой скорости) значения режимных параметров совпадают и принадлежат оптимали (17).

Если подобную операцию совершить над стоимостью проходки одного метра скважины (уравнение (15)), то снова будет получено уравнение оптимали (17), т. е. режимные параметры  $P$  и  $\omega$ , отвечающие локально-оптимальным значениям стоимости проходки одного метра скважины, принадлежат оптимали.

Таким образом, ограничение по износу породоразрушающего инструмента, накладываемое на процесс бурения глубоких скважин, приводит к появлению локально-оптимальных значений таких показателей процесса бурения, как проходка на породоразрушающий инструмент, рейсовая скорость и стоимость проходки одного метра скважины. Анализ выражений (10) и (17) позволяет сделать заключение, что уравнение оптимали — это пересечение статической характеристики объекта  $v_0(P, \omega)$  и ограничения по износу породоразрушающего инструмента  $T(P, \omega)$  или  $\psi(P, \omega, t)$ .

Если принять ограничение только по механической скорости бурения  $\frac{\partial v_0}{\partial P} = 0$  и  $\frac{\partial v_0}{\partial \omega} = 0$ , т. е. считать, что механическая скорость бурения имеет экстремум, а другие ограничения на процесс бурения отсутствуют, то, как следует из выражений (5), (6) и (7), максимум механической скорости бурения соответствует максимум проходки на породоразрушающий инструмент, максимум рейсовой скорости бурения и минимум стоимости проходки одного метра скважины, т. е. все оптимальные режимы совпали, причем эти оптимальные режимы рабо-

ты также являются пересечением статической характеристики объекта  $v_0(P, \omega)$  с ограничением (точкой  $\partial v_0/\partial P=0$  и  $\partial v_0/\partial \omega=0$ ).

Уравнению оптимальному принадлежат локально-оптимальные значения режимных параметров и для получения глобального экстремума того или иного показателя процесса бурения необходимо наложить дополнительные ограничения (по мощности двигателя вращателя, длине колонкового набора и т. д.), тогда при наличии двух или нескольких ограничений возможно получить глобальный экстремум какого-либо показателя процесса бурения.

Рассмотрим далее процесс бурения, когда на него наложено одно ограничение по мощности двигателя вращателя:

$$N = DP \cdot \omega, \quad (19)$$

где  $N$  — мощность, подводимая к забою скважины;  $D$  — эмпирический коэффициент, характеризующий пару «долото — порода забоя скважины».

Запишем функцию Лагранжа для стоимости проходки одного метра скважины при заданном ограничении по мощности:

$$L_3 = [(t + t_{bc}) c + c_n] \cdot (v_0 t)^{-1} - \lambda (N - DP\omega). \quad (20)$$

Необходимые условия экстремума для (20) имеют вид:

$$\begin{cases} \partial L_3 / \partial P = 0; \\ \partial L_3 / \partial \omega = 0; \\ \partial L_3 / \partial \lambda = 0. \end{cases} \left. \begin{array}{l} \rightarrow qu_0^{-1} \partial v_0 / \partial P - \lambda D\omega = 0; \\ \rightarrow qu_0^{-1} \partial v_0 / \partial \omega - \lambda DP = 0; \\ \rightarrow N = DP \cdot \omega. \end{array} \right\} \quad (21)$$

Из первых двух уравнений системы (21) легко получить частный случай уравнения оптимальной [1]:

$$P \frac{\partial v_0}{\partial P} = \omega \frac{\partial v_0}{\partial \omega}. \quad (22)$$

Если написать функцию Лагранжа (при заданном ограничении) для механической скорости бурения, текущего значения проходки на породоразрушающий инструмент и рейсовой скорости и определить необходимые условия экстремумов этих показателей, то будет вновь получено уравнение оптимальное (22). Следовательно, при ограничении по мощности, подводимой к забою скважины, локально-оптимальные (по механической скорости, проходке, рейсовой скорости и стоимости проходки одного метра скважины) значения режимных параметров принадлежат оптимальному (22).

Следует отметить, что не всякое ограничение, наложенное на процесс бурения, влечет появление локально-оптимальных режимов. Действительно, если на идеальный процесс бурения наложить только одно ограничение по длине колонкового набора, при этом не будет получено оптимального режима ни для одного показателя процесса бурения. Для заданного ограничения  $h_p \leq h_k$ :

проходка на породоразрушающий инструмент  $H = v_0 t$  не имеет экстремума, поскольку ни механическая скорость бурения  $v_0$ , ни время отработки породоразрушающего инструмента не ограничены;

рейсовая скорость бурения  $v_p = h_p (t + t_{bc})^{-1} = (v_0^{-1} + v_\Phi^{-1})^{-1}$  не имеет экстремума, поскольку механическая скорость  $v_0$  не ограничена, а  $v_\Phi = -h_k t_{bc}^{-1}$  — фиктивная скорость зависит только от времени вспомогательных операций в данном рейсе и длины колонкового набора и не зависит от параметров режима бурения;

стоимость проходки одного метра скважины за  $n$  рейсов

$$q = c(\sum(t + t_{bc}))(\sum h_p)^{-1} = cv_0^{-1} + cb_1h_k^{-1} + cb_2(n+1)(2h_k)^{-1},$$

где  $b_1$  и  $b_2$  — эмпирические коэффициенты; очевидно, что стоимость проходки одного метра скважины не имеет экстремума, она увеличивается с каждым рейсом за счет увеличения времени вспомогательных операций. Следовательно, ограничение только по длине колонкового набора не позволяет оптимизировать процесс бурения ни по какому его показателю.

Рассмотрим в заключение, как влияет на возможность оптимизации того или иного показателя процесса бурения ограничение по режимным параметрам ( $P \leq P_{\text{доп}}$ ,  $\omega \leq \omega_{\text{доп}}$ ), где  $P_{\text{доп}}$  — максимально возможное по прочности породоразрушающего инструмента осевое усилие,  $\omega_{\text{доп}}$  — максимально допустимое значение угловой скорости вращения.

Предположим, что механическая скорость бурения растет неограниченно с увеличением осевого усилия на забой скважины и угловой скорости породоразрушающего инструмента, т. е. экстремум отсутствует; тогда при значениях режимных параметров  $P = P_{\text{доп}}$  и  $\omega = \omega_{\text{доп}}$  она имеет наибольшее значение  $v_n$ . При отсутствии других ограничений текущее значение проходки

$$h = v_n \cdot t,$$

поскольку на время бурения не наложено ограничения, то с увеличением времени чистого бурения проходка непрерывно увеличивается и не имеет экстремума;

стоимость проходки одного метра скважины

$$q = cv_n^{-1} + (ct_{bc} + c_n)(v_n t)^{-1},$$

с увеличением времени стоимость проходки одного метра скважины уменьшается и стремится к пределу, равному  $cv_n^{-1}$ ; так же, как и для рейсовой скорости (при неограниченности времени чистого бурения), стоимость проходки одного метра скважины не имеет экстремума.

Таким образом, ограничение, накладываемое на процесс бурения только по режимным параметрам  $P$  и  $\omega$ , не позволяет оптимизировать ни один показатель процесса бурения глубоких скважин (так же, как и ограничение по длине колонкового набора), однако, если оба эти ограничения использовать одновременно, то возможно оптимизировать некоторые показатели процесса бурения, например, рейсовую скорость бурения:

$$v_p = (v_n^{-1} + v_\phi^{-1})^{-1},$$

как видно из последнего уравнения, наибольшему значению механической скорости бурения  $v_n$  соответствует максимум рейсовой скорости.

Сравнение режимов отработки идеального породоразрушающего инструмента в идеальных условиях с режимами процесса бурения, на которые наложены определенные ограничения, позволяет сделать вывод, что необходимым (но не достаточным) условием экстремума любого показателя процесса бурения является наличие ограничений (по износу, мощности, допустимым значениям режимных параметров и т. д.); уравнение оптимальны можно рассматривать как пересечение статической характеристики объекта  $v_0(P, \omega)$  и ограничения по износу породоразрушающего инструмента  $\psi(P, \omega, t)$ . Исследование процесса бурения как самозатачивающимся, так и затупляющимся породоразру-

шающим инструментом, проводились в общем виде для любых зависимостей механической скорости бурения и функции износа, поэтому полученные результаты обладают существенной достоверностью и имеют широкую область применения.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ситников Н. Б. Использование математической модели для оптимизации процесса бурения разведочных скважин // Изв. вузов. Горный журнал.— 1989.— № 4.— С. 58—63.
2. Ситников Н. Б. Использование функции износа в математической модели процесса бурения скважин // Изв. вузов. Горный журнал.— 1989.— № 11.— С. 57—59.
3. Ситников Н. Б., Макаров Л. В. Математические модели процесса бурения глубоких геологоразведочных скважин // Изв. вузов. Горный журнал.— 1992.— № 1.— С. 62—68.

УДК 621.829.323

*А. В. Дружинин, А. Г. Бабенко, В. Н. Полузадов*

## ОПТИМИЗАЦИЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОГО ПРЕОБРАЗОВАНИЯ ЭНЕРГИИ ГЛАВНЫМИ ПРИВОДАМИ МОЩНОГО ЭКСКАВАТОРА-ДРАГЛАЙНА

Анализ работы мощных экскаваторов-драглайнов в различных горно-технологических условиях эксплуатации показал, что во время движения приводов подъема и поворота при транспортных перемещениях груженого ковша наблюдается рассогласование, которое может достигать 8÷12 с [3].

Обычно при решении проблемы согласования продолжительности движения приводов подъема и поворота в периоды транспортных операций лимитирующий по времени технологического перемещения привод оптимизируется по критерию максимального быстродействия с учетом наложенных ограничений, а тахограмма для нелимитирующего по длительности технологического перемещения привода формируется так, чтобы продолжительность его движения совпадала со временем перемещения лимитирующего привода [5]. При этом нелимитирующий привод оптимизируется по КПД, использование которого в качестве критерия оптимальности часто дает неадекватные результаты при оценке энергетической эффективности функционирования привода, ведет к противоречивым результатам и не позволяет сравнивать различные системы управления приводом. Поэтому при решении задачи оптимизации энергетических показателей нелимитирующего привода при заданном времени его технологического перемещения целесообразно в качестве критерия оптимальности использовать обобщенный критерий энергетической эффективности [4], который лишен этих недостатков и обеспечивает единообразие оценок во всех режимах работы электропривода.

Выражение для расчетов обобщенного показателя энергетической эффективности процессов в силовом канале электропривода может быть представлено в виде

$$H = W / (W + \sum_j \Delta W) \cdot 100,$$

где  $W$  — энергия обмена между соседними элементами силового канала за период оценки,  $\sum_j \Delta W$  — суммарные потери энергии в выбранных  $j$  элементах силового канала электропривода за период оценки.

Обобщенные показатели энергетической эффективности процессов в электроприводах подъема и поворота экскаватора-драглайна определяются в сечении силовых каналов этих приводов «выходной вал электродвигателя — механизм». При таком выборе сечения силового канала обобщенный показатель  $H$  оценивает эффективность электромеханического преобразования энергии за цикл экскавации. При этом энергия обмена между электродвигателем и механизмом рассчитывается по выражению

$$W = \int_0^{t_{\text{п}}} |\omega(t) \cdot M(t)| dt,$$

где  $\omega(t)$  и  $M(t)$  — соответственно текущие значения угловой скорости и момента на валу двигателя;  $t_{\text{п}}$  — продолжительность цикла экскавации.

Суммарные потери энергии в электродвигателе определяются следующим образом:

$$\sum \Delta W = \int_0^{t_{\text{п}}} \sum \Delta P(t) dt,$$

где  $\sum \Delta P(t)$  — сумма потерь в электродвигателе, включающая электрические в якорной цепи, щетках и обмотке независимого возбуждения, магнитные, механические и добавочные.

Реализация предложенного принципа оптимизации движения нелимитирующего электропривода экскаватора-драглайна в цикле осуществляется путем адаптации к конкретным горно-технологическим условиям эксплуатации системы управления этим электроприводом. Алгоритм функционирования такой адаптивной системы имеет вид:

$$\left. \begin{aligned} H &= > H_{\max}, && \text{при } t_{\text{тр}} = t_3 \\ I_{\text{ст.тр}} &= \begin{cases} f_1(x_{\text{пр}}, \Delta t_p), & \text{если } e < e_{\max}, \\ I_{\text{ст.пор}}, & \text{если } e = e_{\max}, \end{cases} \\ \omega_{\text{тр.макс}} &= \begin{cases} f_2(x_{\text{пр}}, \Delta t_p), & \text{если } \Delta_{\max} > 10\%, \\ \omega_{\text{пор}}^k, & \text{если } \Delta_{\max} = 10\%, \end{cases} \\ k_{3,\text{экв}}^a &\leqslant 1, \\ k_{3,\text{экв}}^b &\leqslant 1, \end{aligned} \right\}$$

где  $t_{\text{тр}}$  — длительность технологического перемещения привода в транспортной операции;  $\Delta t_p$  — расчетное время рассогласования движения приводов подъема и поворота при транспортных перемещениях грузового ковша;  $t_3$  — заданное время транспортной операции;  $x_{\text{пр}}$  — прогнозируемое значение технологического перемещения привода в транспортной операции;  $I_{\text{ст.тр}}$  — стопорное значение тока якорной цепи при выполнении транспортной операции;  $\omega_{\text{тр.макс}}$  — максимальное значение скорости привода при выполнении транспортной операции;  $k_{3,\text{экв}}^a$  — эквивалентный коэффициент тепловой загрузки якоря электродвигателя в цикле экскавации;  $\Delta_{\max}$  — длительное коммутационное нарушение электродвигателя;  $k_{3,\text{экв}}^b$  — эквивалентный коэффициент тепловой загрузки обмотки независимого возбуждения электродвигателя в цикле экскавации;  $\omega_{\text{пор}}^k$  — пороговая скорость электродвигателя, при которой  $\Delta_{\max} = 10\%$  при заданном значении стопорного тока якорной цепи;

$f_1(x_{np}, \Delta t_p)$ ,  $f_2(x_{np}, \Delta t_p)$  — функции прогнозируемого технологического перемещения рабочего органа экскаватора в транспортной операции и расчетного времени рассогласования движения приводов;  $\varepsilon$  — текущее значение ускорения механизма экскаватора;  $\varepsilon_{max}$  — максимально допустимое значение ускорения механизма экскаватора.

Прогноз значений технологических перемещений приводов подъема и поворота в каждой последующей транспортной операции и идентификацию каждой технологической операции экскаватора-драглайна осуществляется экспертная система [1].

Результаты исследования [2] показали, что адаптацию системы управления к конкретным горно-технологическим условиям эксплуатации можно осуществить путем аналитической самонастройки некоторых параметров этих систем управления. В качестве настроек параметров использованы стопорный ток якорной цепи и максимальное значение скорости привода в период транспортной операции в функции прогнозируемого технологического перемещения и расчетного времени рассогласования движения приводов подъема и поворота.

При решении задачи оптимизации по обобщенному критерию энергетической эффективности используется комбинированный способ регулирования скорости вращения двигателя: в диапазоне скорости от нуля до номинальной путем изменения напряжения якоря; а при скоростях вращения выше номинальной путем изменения тока возбуждения. Решение проводится при учете ограничений по тепловой загрузке электродвигателей и качеству коммутации в них при повышенных скоростях вращения. Если текущее значение ускорения в динамическом режиме движения механизма экскаватора достигает максимально допустимой величины, то в системе предусматривается ограничение значения стопорного тока якорной цепи для поддержания текущего ускорения на предельно допустимом уровне.

В качестве примера на рис. 1, а, б приведены зависимости оптимальных настроек регуляторов адаптивной двухканальной системы управления приводом поворота мощного экскаватора-драглайна с ковшом емкостью 25 куб. м и длиной стрелы 100 м, обеспечивающие оптимизацию обобщенного критерия энергетической эффективности при технологическом перемещении платформы экскаватора на угол  $120^\circ$  и значениях расчетных времен рассогласования движения приводов подъема и поворота при транспортировке груженого ковша от 0 до 7 с. На рис. 1, а нанесены линии равных времен технологического перемещения платформы экскаватора на угол  $120^\circ$  при транспортировке груженого ковша из забоя в отвал. На рис. 1, б отмечены линии равных значений обобщенного критерия энергетической эффективности, соответствующие тому же технологическому перемещению. Совокупность настроек системы управления, определяемых для каждой точки одной линии равных времен (см. рис. 1, а), обеспечивает одинаковое время транспортирования, но для каждой линии существует единственная точка, характеризующаяся максимумом критерия эффективности (см. рис. 1, а, б), эта точка и определяет оптимальную настройку регуляторов для заданных рассогласования и технологического перемещения. Множество таких точек для одного угла и различных времен рассогласования образует линию оптимальных настроек.

Согласно расчетным данным при использовании базовой системы управления приводом поворота ( $\omega_{max} = \omega_n$ ,  $I_{ct} = 1.8 \cdot I_{an}$ ) перемещение платформы экскаватора при транспортировке груженого ковша на угол  $120^\circ$  происходит за 19 секунд при эффективности электромеханического преобразования 58 %. При применении адаптивной к конкретным горно-технологическим условиям эксплуатации системы управления приводом поворота эффективность электромеханического преобразования энер-

гии возрастает до 69 % при  $\Delta t_p = 0$  и достигает максимального значения  $H_{max} = 74 \%$  при  $\Delta t_p = 7$  с (см. рис. 1, б).

На рис. 2 показаны результаты решения задачи оптимизации электромеханического преобразования энергии для технологических пере-

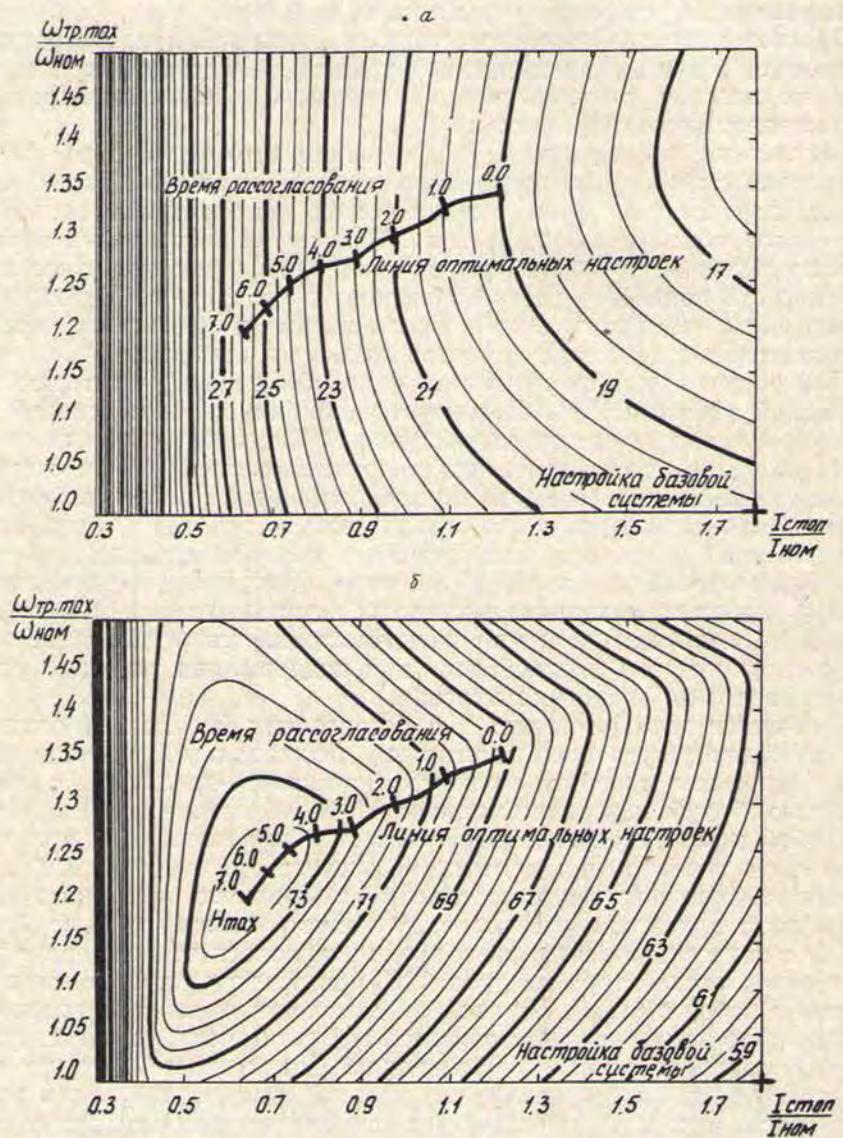


Рис. 1. Зависимости оптимальных настроек регуляторов адаптивной двухканальной системы управления приводом поворота мощного экскаватора-драглайна

мешений от 60 до 280° и значениях расчетных времен рассогласования от нуля до 10 с, т. е. для диапазонов технологических перемещений и времен рассогласования, характерных для реально эксплуатируемых мощных экскаваторов-драглайнов.

Анализ полученных результатов показал, что при применении адаптивной к конкретным горно-технологическим условиям эксплуатации системы управления приводом мощного экскаватора-драглайна значительно (от 57 до 76 %) повышается эффективность электромеханического преобразования энергии, что доказывает целесообразность ис-

пользования таких систем управления силовым приводом экскаватора-драглайна.

По результатам исследований разработана методика определения настроек параметров регуляторов адаптивной системы управления

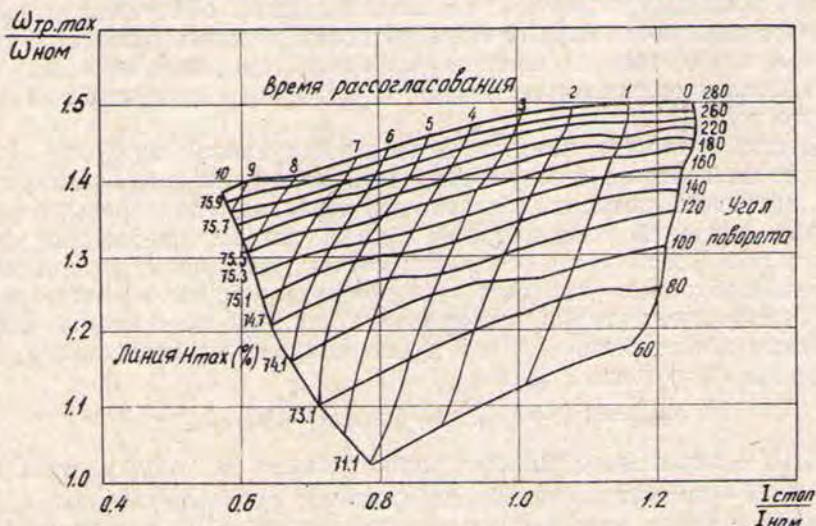


Рис. 2. Результаты решения задачи оптимизации электромеханического преобразования энергии для диапазонов технологических перемещений и времен рассогласования

приводом в транспортной операции, позволяющая оптимизировать процесс электромеханического преобразования энергии силовым электроприводом.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дружинин А. В., Бабенко А. Г. Использование экспертных систем в информационно-управляющих комплексах одноковшовых экскаваторов // Известия вузов. Горный журнал.— 1992.— № 7.— С. 115—117.
2. Дружинин А. В., Бабенко А. Г. Оптимизация режимов работы электропривода поворота мощного драглайна // Известия вузов. Горный журнал.— 1990.— № 4.— С. 85—91.
3. Носырев М. Б. Алгоритм согласования длительности операций подъема ковша и поворота платформы экскаватора-драглайна // Автоматическое управление технологическими процессами в горной промышленности: Межвуз. науч. темат. сб / Свердл. горный ин-т.— Свердловск, 1991.— С. 35—39.
4. Энергосберегающая технология электроснабжения народного хозяйства: В 5 кн.: Практ. пособие / Под ред. В. А. Веникова. Кн. 2: Энергосбережение в электроприводе / Н. Ф. Ильинский и др.— М.: Высш. школа, 1989.— 127 с.
5. Karajakin A., Nosyrev M., Druzinin A., Zameshin V. Adaptiv Control of Excavators Technological Processes // 10 International Conference «ICAMC-90».— Ostrava, 1990.— pp. 237—242.

УДК 621.829.329

В. Н. Полузадов, А. В. Дружинин, А. Г. Бабенко

#### ВЛИЯНИЕ КОММУТАЦИОННЫХ ОГРАНИЧЕНИЙ НА МЕХАНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПРИВОДОВ МОЩНЫХ ДРАГЛАИНОВ

Разработка качественных систем управления главными приводами мощных экскаваторов, обеспечивающих широкий диапазон регулирования скорости вращения путем изменения значений напряжения якоря

и магнитного потока электродвигателей постоянного тока [1], невозможна без решения проблемы обеспечения удовлетворительной коммутации (класс коммутации  $1 \div 1\frac{1}{2}$ ) и предотвращения кругового огня.

В связи с тем, что электродвигатели главных приводов мощных экскаваторов выпускаются с компенсационными обмотками, в них, как правило, снимаются ограничения по потенциальным условиям на коллекторе, определяемым средним значением напряжения между смежными коллекторными пластинами и коэффициентом искажения магнитного поля [4].

Согласно теории коммутационных нарушений наиболее сильное влияние на качество коммутации оказывают длительные коммутационные нарушения, которые, в частности, возникают при превышении предельных значений тока якорной цепи и скорости вращения электродвигателей. Поэтому при создании систем управления главными приводами необходимо учитывать эти коммутационные ограничения.

Качество коммутации электродвигателя при повышенной скорости вращения может быть оценено путем вычисления длительного коммутационного нарушения [4]:

$$\Delta_{\max} = ((1 + e_{p,cr}/e_{p,cr} + 2\Delta U)) \cdot 100 \cdot k_{\text{щ}}^{-0.5}, \quad (1)$$

где  $2\Delta U$  — переходное падение напряжения на пару щеток;  $k_{\text{щ}} = c_k \cdot I_a^2 \cdot \omega$  — коммутационный коэффициент;  $e_{p,cr} = e_{p,cr,n}(I_a/I_{an}) (\omega/\omega_n)$  — среднее значение реактивной коммутационной ЭДС электродвигателя;  $e_{p,cr,n}$  — среднее значение реактивной коммутационной ЭДС в номинальном режиме;  $I_a$ ,  $\omega$  — текущее значение тока якорной цепи и угловой скорости вращения электродвигателя;  $I_{an}$ ,  $\omega_n$  — номинальные значения тока якорной цепи и угловой скорости вращения;  $c$  — коэффициент пропорциональности.

Согласно действующему стандарту электродвигатели постоянного тока по коммутации должны допускать перегрузку, соответствующую величинам максимального момента при оговоренных стандартных значениях скорости вращения. При этом следует учитывать, что при работе двигателя в предельном режиме значение допустимого длительного коммутационного нарушения не должно опускаться ниже 10 %.

Учитывая эти требования, выражение (1) преобразовано в аналитическую зависимость тока якорной цепи от скорости вращения электродвигателя при условии стабилизации длительного коммутационного нарушения на уровне 10 %:

$$\psi_1(\omega) \cdot I_{a,\text{пред}}^2 - \psi_2(\omega) \cdot I_{a,\text{пред}} + \psi_3 = 0, \quad (2)$$

где  $\psi_1(\omega) = 0,1 \cdot e_{p,cr,n} \cdot \omega_{\text{пред}} \cdot (c \cdot \omega_{\text{пред}})^{0.5}$ ,

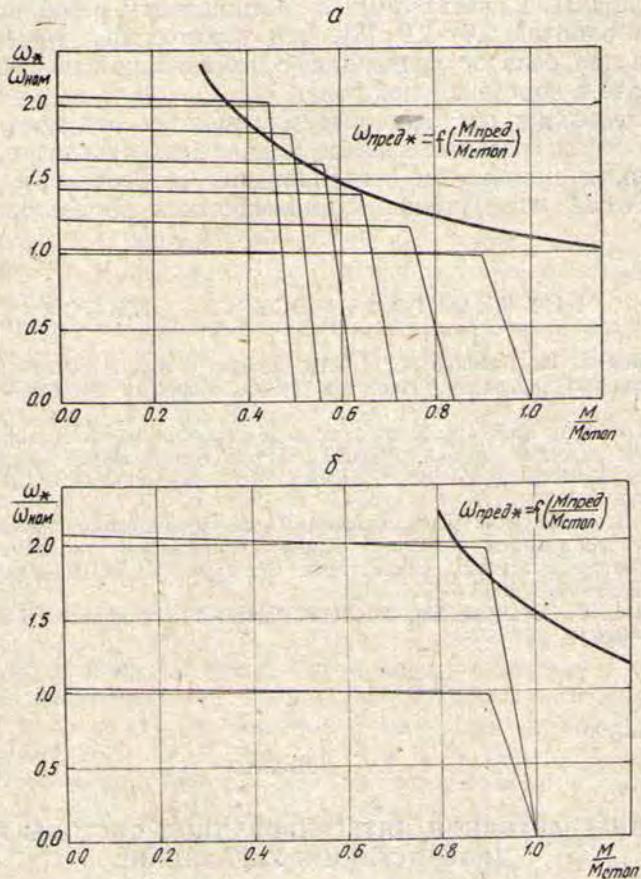
$$\psi_2(\omega) = 0,1 \cdot \psi_3 \cdot (c \cdot \omega_{\text{пред}})^{0.5} + 2 \cdot e_{p,cr,n} \cdot \omega_{\text{пред}},$$

$$\psi_3 = (2\Delta U) \cdot I_{a,n} \cdot \omega_n,$$

где  $I_{a,\text{пред}}$ ,  $\omega_{\text{пред}}$  — предельные значения тока якорной цепи и скорости вращения электродвигателя при условии  $\Delta_{\max} = 10\% = \text{Const}$ .

С учетом выражения (2) построены механические характеристики привода поворота мощного экскаватора-драглайна при использовании комбинированного способа регулирования скорости привода: от нуля до номинального путем изменения напряжения якоря, а в диапазоне  $\omega_n \div 2\omega_n$  путем ослабления магнитного поля электродвигателей (рис. 1, а). На рис. 1, б показаны механические характеристики этого же привода при применении способа регулирования скорости только путем изменения напряжения якоря. Механические характеристики (рис. 1, а, б) соответствуют приводу поворота экскаваторов-драглайнов ЭШ40.85 и ЭШ65.100, укомплектованных силовыми модулями с элек-

тродвигателями МПВЭ-450-29УЗ, со значением стопорного момента  $M_{ст} = 1,8 \cdot M_n$ . Анализ полученных зависимостей  $\omega_{пред*} = f(M_{пред*})$  позволяет сделать следующие выводы о влиянии коммутационных ограничений на формирование механических характеристик мощных экскаваторов-драглайнов: начиная со скорости вращения  $\omega_{пред*} = 1,4$  в первом случае (рис. 1, а) и со скорости вращения  $\omega_{пред*} = 1,75$  — во втором — (рис. 1, б), необходимо ограничивать значение предельных



Механические характеристики

моментов привода по условию коммутации. При формировании экскаваторных механических характеристик привода подъема со значением  $M_{ст} = (2,0 \div 2,5) M_n$  ограничение предельных моментов происходит при меньших значениях скоростей вращения.

При комплектовании главных приводов мощных экскаваторов-драглайнов унифицированными силовыми модулями Г—Д практически невозможно применить способ регулирования скорости вращения электродвигателя вверх от номинальной путем увеличения приложенного напряжения якоря без изменения номинальных параметров электрических машин, входящих в состав этих модулей. Наиболее перспективным, не требующим разработки новых унифицированных силовых модулей, следует признать способ регулирования скорости вращения привода вверх от номинальной путем ослабления магнитного потока возбуждения электродвигателей.

Инерционность систем возбуждения, характерная для приводов Г—Д, не является непреодолимым препятствием при регулировании скорости

путем изменения магнитного потока. Проведенные исследования [2] показывают, что при использовании 4÷6-кратных форсировок по напряжению возбуждения электродвигателя даже при постоянной времени обмотки возбуждения 3÷4 с достигается требуемое изменение момента за 0,3÷0,5 с, что является вполне приемлемым для экскаваторного электропривода. Кроме этого, так как в настоящее время на мощных экскаваторах-драглайнах применяется безредукторный привод поворота с тихоходными двигателями с соотношением резонансной частоты вращения к рабочей 2,6÷2,9 [3], при увеличении скорости вращения двигателя в два раза по сравнению с номинальной последний продолжает работать в дозонансной зоне.

Следовательно, в настоящее время имеются все предпосылки для разработки двухканальных систем управления экскаваторным приводом с широким диапазоном регулирования скорости при удовлетворительном качестве коммутации и динамических процессов.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дружинин А. В., Бабенко А. Г. Оптимизация режимов работы электропривода поворота мощного драглайна // Известия вузов. Горный журнал.— 1990.— № 4.— С. 237—242.
2. Ключев В. И. и др. Разработка и исследование реверсивного тиристорного электропривода для тяжелых условий работы // Автоматизированный электропривод / Под общей ред. И. И. Петрова, М. М. Соколова, М. Г. Юнькова.— М.: Энергия, 1980.— С. 314—317.
3. Оленев В. А., Петухов П. А., Русанов Ю. А. Исследование эффективности демпфирования электроприводом колебаний момента в механизме поворота экскаватора // Исследование нагрузок в узлах экскаваторов: Сб. науч. тр. / ВНИИметмаш; Под общей ред. В. А. Оленева.— М., 1986.— С. 3—12.
4. Хвостов В. С. Электрические машины: Машины построянного тока.— М.: Высшая школа, 1988.— 336 с.

УДК 622.7—52

А. Г. Бабенко

#### ПРОЕКТ ИНТЕРАКТИВНОЙ ИНТЕГРИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ, ДИАГНОСТИКИ И УПРАВЛЕНИЯ

Рассматривая широкий круг задач, связанных с созданием промышленных информационных систем (ИС) различного назначения (систем контроля и учета, диспетчерских, диагностирующих и управляющих систем), можно прийти к выводу, что при их реализации вполне достаточно использовать комплекс традиционных программных средств: электронных таблиц (ЭТ), баз данных (БД), систем коммуникаций, которые отличаются от обычных работой в реальном времени и связью с объектами реального мира. Идея разрабатываемого проекта состоит в переносе технологий интегрированных систем из сферы делопроизводства в сферу контроля (диагностики и управления) техническими и технологическими процессами, в частности, работы горного оборудования. Цель проекта заключается в создании комплекса взаимосвязанных программных средств, реализующих единую концепцию промышленной интегрированной ИС. Такая система должна отличаться интерактивностью, средо- и объектно-ориентированным характером программирования, наличием эффективных средств связи с физическим миром, работой в реальном времени и наличием развитого графического интерфейса.

Интегрированный характер системы обеспечивается использованием в нем различных информационных сред: БД статической и реального времени, ЭТ реального времени, коммуникационной среды, развитого графического интерфейса и других, которые можно сочетать в различных составных пользовательских средах. Каждой информационной среде соответствует отдельная программная подсистема. При этом пользователю интегрированной системы предоставляются одинаковые средства доступа к различным средам, единый стиль управления и осуществления связи между ними.

Интерактивность обеспечивается наличием определенного внешнего вида, проявлением диалоговой активности, наличием определенного поведения в реальном времени и пространстве, способностью обрабатывать, хранить и отображать информацию. Основоопределяющими свойствами являются диалоговая активность и наличие поведения в реальном физическом мире. Эти свойства обеспечивают отклик системы (изменение поведения, режима работы, внешнего вида и т. д.) при получении информации от пользователя или при появлении событий в реальном физическом мире.

Средо- и объектно-ориентированный характер проявляется в отказе от языкового и процедурного программирования. Процесс программирования заменяется на процесс создания объектов (объектных понятий) в различных информационных средах и указания их взаимосвязей и поведения. В качестве объекта интегрированной среды может использоваться модель реального физического объекта, реализуемая в различных информационных средах. Создаваемые самим пользователем объектные понятия и их взаимосвязи очевидны для него и могут отражать реальные свойства реальных объектов. При наличии в интегрированной системе большого набора стандартных и специальных функций обработки информации и процедур управления становится возможным значительно сократить срок разработки и внедрения промышленных ИС различного назначения. Более того, можно говорить о возможности создания промышленных ИС специалистами в конкретной сфере производства — технологами, которые не являются профессиональными программистами.

Возможность использования разрабатываемой системы в качестве основы промышленных ИС должна обеспечиваться наличием разнообразных и эффективных средств настройки и управления различными устройствами связи с объектами (АЦП, ЦАП, свободно программируемые периферийные контроллеры, концентраторы сигналов и т. д.) и наличием эффективных средств настройки работы интегрированной системы на реальное время.

Рассмотрим некоторые характеристики основных информационных сред.

Базы данных рассматриваются как универсальные хранилища информации, которая может быть изначально присущей информационной системе,— это описание реальных объектов, технологических агрегатов и их отдельных элементов, описание используемых технических средств автоматизации; справочной информации, используемой при создании ИС,— описание типовых схем и проектных решений, нормативная документация; информации, возникающей в процессе работы ИС,— изменения во времени контролируемых параметров, аварийные и предупреждающие сообщения и т. д.

Электронная таблица, являясь одним из основных элементов интегрированной системы, должна обеспечивать задание алгоритмов обработки информации, поступающей от объекта и оператора, обработку первичной информации (с использованием встроенных стандартных и специальных функций или задаваемых пользователем в виде выраже-

ний или таблиц), вызов различных действий интегрированной системы (обращение к встроенным стандартным процедурам и процедурам, разработанным создателем промышленной ИС) и отображение информации, диспетчеризацию работы в реальном времени, связь со средствами ввода информации от реального объекта. При этом электронная таблица доступна при создании ИС и остается «прозрачной» (т. е. пользователь не замечает ее работу) при ее эксплуатации.

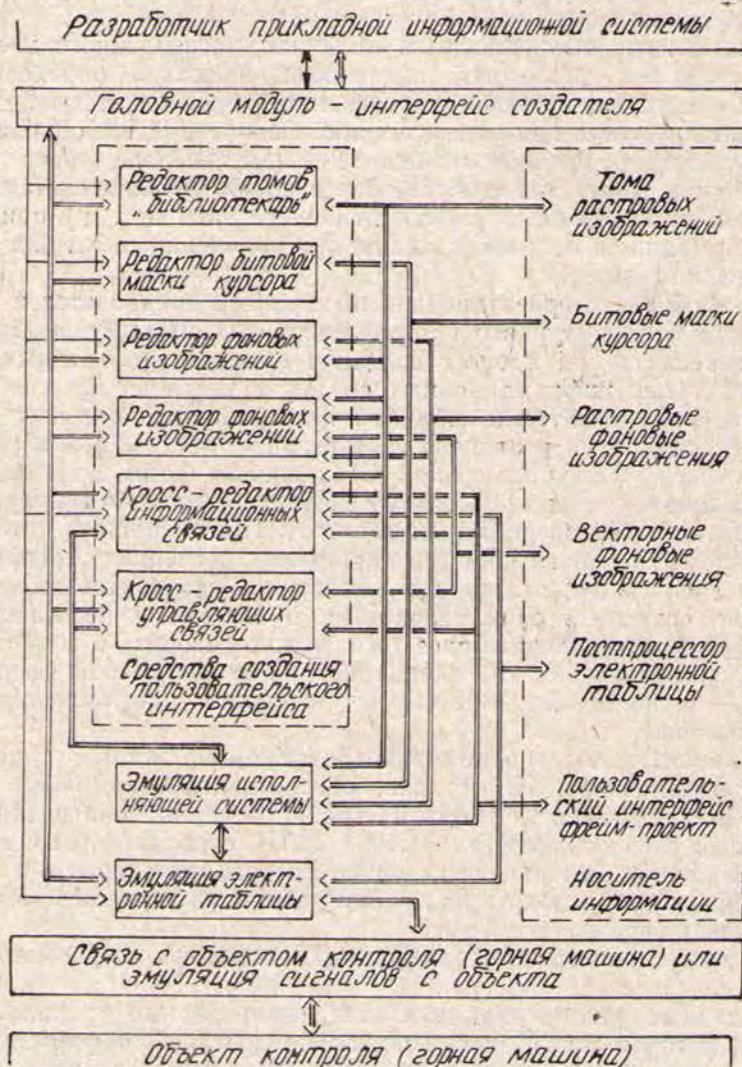


Рис. 1. Структура графического интерфейса

Другим важным элементом интегрированной системы является графический интерфейс и средства его создания, с помощью которого реализуется декларированный объектно-ориентированный подход к созданию прикладной ИС. На рис. 1 представлена структура графической среды интегрированной системы, в которой можно выделить различные редакторы и эмуляторы исполняющей системы. Графические редакторы томов растровых изображений — «библиотекарь», полноэкранных растровых и векторных изображений, битовой маски курсора — это программные средства, с помощью которых создается внешний

вид прикладной ИС. В этих редакторах формируются экранные образы средств управления ИС, реальными объектами и образы средств отображения информации. С помощью кросс-редакторов информационных и управляющих связей происходит связывание различных элементов графических изображений с источниками информации и вызываемые при указании на эти элементы процедуры и функции. В кросс-редакторах происходит определение свойств элементов графического интерфейса путем их выбора из исчерпывающих списков этих свойств, который определяется разработчиками интегрированной системы. С помощью эмулятора исполняющей системы создатель прикладной ИС может подключать источники информации (ЭТ, БД) или эмулировать их подключение к создаваемому графическому интерфейсу пользователя.

Среда коммуникаций обеспечивает управление стандартной и нестандартной периферией ЭВМ и связь с другими вычислительными устройствами.

На рис. 2 представлена общая структура разрабатываемой интегрированной системы и направления передачи информации и управления в ней. Интегрированная система состоит из нескольких основных частей: интерфейса разработчика прикладной ИС (модуль 1); ЭТ реального времени (модуль 2); статической БД создателя прикладной ИС (модуль 3.1), содержащей доступную из интерфейса создателя информацию о технологии, оборудовании, типовых схемах автоматизации и т. д.; статической БД пользователя прикладной ИС (модуль 3.2), содержащую информацию о контролируемом оборудовании и элементах прикладной ИС. Отдельную группу составляют средства создания графического пользовательского интерфейса. Кроме этого, в состав интегрированной системы входят БД реального времени (модуль 5), которая регистрирует и обеспечивает возможность хранения и дальнейшей обработки текущих контролируемых параметров, автоматическое или ручное ведение рабочих журналов; модуль работы с файловой системой (модуль 6), обеспечивающей связь интегрированной системы на разных этапах функционирования с носителями информации; модуль управления стандартной периферией (модуль 9.2). Работа пользователя прикладной ИС основана на применении исполняющей системы (модуль 7), которая обеспечивает функционирование прикладной ИС и пользовательского интерфейса (модуль 8). Пользовательский интерфейс является той информационной средой, которая создается в интегрированной системе разработчиком и работа в которой обеспечивается исполняющей системой. Исполняющая система управляет работой модуля управления нестандартной периферией (9.1), обеспечивающего получение и начальную обработку аналоговой, дискретной и цифровой информации, поступающей от реальных объектов.

Обмен информацией между разными элементами интегрированной системы происходит с помощью файлов нескольких типов: томов растровых изображений, отдельных полноэкранных растровых и векторных изображений, фреймов-проектов (векторные изображения с информацией об информационных и управляющих связях), битовых масок курсора, различных БД, содержимого ЭТ до и после обработки. Обработка содержимого ЭТ осуществляется специальным постпроцессором, который проводит подготовку к выполнению процедур управления процессами получения и обработки информации, заданными в виде неупорядоченного множества ячеек ЭТ, объединяя их в единую оптимальную последовательность действий, передаваемую в исполняющую систему.

В рамках проекта цикл существования промышленной информационной системы разбивается на два этапа: этап создания, заключающийся в непосредственном построении пользовательской среды, и этап

использования среды пользователя. Этап создания основан на непосредственном построении нужной пользовательской среды (нескольких сред) путем создания в интерактивном режиме элементов ее информационных структур, внешнего вида, указания информационных и управляющих связей, поведенческих функций в различных ситуациях. На этапе использования сконструированная пользовательская ИС функционирует

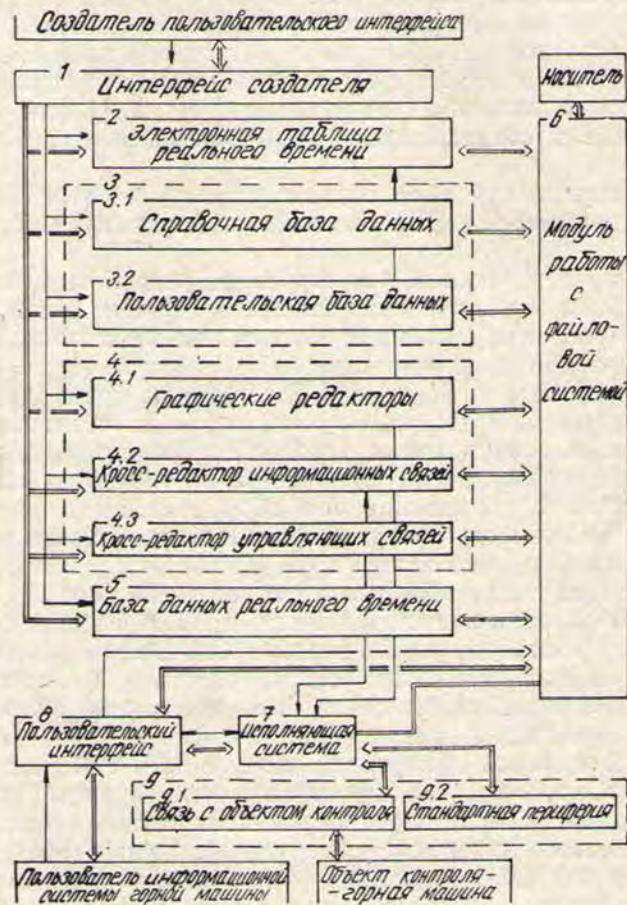


Рис. 2. Структура интегрированной системы

на объекте и характеризуется свойствами, определенными на этапе создания. Таким образом, интегрированная система используется как создателем конкретной системы контроля, который в дальнейшем может быть пользователем ее конкретного воплощения, так и пользователем готовой или заказной ИС. Следует отметить, что такое разделение достаточно условно, т. е. пользователь интегрированной системы должен иметь возможность вести самостоятельную разработку или модификацию прикладной системы в ней самой.

Создание прикладной ИС заключается в формировании и записи на магнитные носители фреймов-проектов пользовательского интерфейса и файлов с содержимым ЭТ после обработки постпроцессором, в которых записаны алгоритмы обработки информации. Пользователь взаимодействует с исполняющей системой через пользовательский интерфейс, который записан во фреймы-проекты и содержит средства отображения информации и управления пользовательским интерфейсом. Исполняющая система, работа которой определяется информацией,

задаваемой в электронной таблице и фреймах-проектах, обеспечивает работу в реальном времени, опрос источников информации, выполнение вычислений, отображение информации и управление реальными объектами. Таким образом, режим создания и работы прикладной программы разделены. Но в то же время в интерфейсе создателя предусматривается возможность работы с исполняющей системой на любом этапе создания прикладной ИС: заполнение ЭТ, создание графического пользователяского интерфейса.

В интегрированной ИС реализуется фреймовый подход к представлению информации. Все информационные среды просматриваются пользователем (при создании и использовании) через окно прямоугольной формы. Такое окно обладает свойствами фреймов и обеспечивает эффективный обмен информацией, передачу управления, вызов процедур при указании определенных на этапе создания элементов фреймов. Любой фрейм, являясь универсальным носителем информации, может состоять из указателей на другие фреймы, процедуры и функции, содержать данные в виде текста, таблиц, записей БД и графической информации любого вида [1, 2]. Таким образом, фреймы являются основой организации объектной базы, элементы которой делятся на пассивные — различные структуры данных и активные — процедуры и функции. Основой фрейма является описание его структуры: уникальное имя, комментарии, список объектов фрейма и их свойств, ссылки на ассоциированные с данным фреймом функции и процедуры. Ассоциированные функции и процедуры играют особенно важную роль, поскольку с их помощью организуются информационные и управляющие взаимосвязи между реальными объектами, их представлениями в ИС и друг с другом. Такая структура фрейма делает возможным организацию иерархических моделей данных. Таким образом, фрейм представляет собой особую информационную модель, на основе которой могут моделироваться как традиционные типы данных, так и абстрактные, определяемые пользователем, к которым относятся модели реальных объектов. Для конечного пользователя фреймовая модель может оставаться «прозрачной», так как в процессе создания фрейма указываются естественные свойства, информационные и управляющие связи моделируемых объектов или их представлений.

Работая с фреймами, пользователь создает иерархию объектов, общую структуру пользовательской ИС. Особенно важно то, что возможно создание ИС «сверху», т. е. от общего к частному. Создавая начальный фрейм, пользователь объявляет в нем сразу несколько информационных структур, каждой из которых соответствует ячейка ЭТ, запись БД, другой фрейм или ассоциированная программа. При этом автоматически создаются информационные и управляющие связи и основа новых, планируемых, объектов ИС. Таким образом, пользовательская информационная система рассматривается как иерархическая БД. Записи в этой гипотетической базе формируются из статических БД пользователя (справочной системы), динамических БД и ячеек ЭТ. Обновление записей в реальном времени обеспечивает исполняющая система. Создав «черновик» ИС, можно углубиться в разработку любой его части или вернуться и исправить исходный фрейм. Вместе с тем ничто не мешает создавать систему с любого другого фрейма.

Одним из основных отличий разрабатываемой системы от существующих отечественных промышленных ИС является использование развитого пользовательского графического интерфейса. В последнее время стала очевидна ориентация производителей программных продуктов на средства, составляющие графический интерфейс. Действительно, информационная емкость графического дисплея значительно выше, чем у дисплея, находящегося в символьном режиме. Создана спецификация

пользовательского интерфейса CUA (Common User Acces), которая является частью спецификации Application architecture фирмы IBM, описывающая стандарт пользовательского интерфейса прикладной программы и поддерживаемая основными производителями компьютерной техники и программного обеспечения [3].

Графический интерфейс может реализовывать на этапах создания и использования прикладной ИС различные метафоры [2]. В режиме создания пользовательского интерфейса дисплей является метафорой рабочего кабинета, который включает в себя образы шкафов со справочной информацией и рабочего стола. При использовании метафоры рабочего стола дисплей рассматривается как стол разработчика ИС, на котором возможна работа со справочниками по технологии и техническим средствам, калькулятором для расчетов, бланками таблиц для описания и задания функциональных зависимостей, как кульман для создания образов реальных объектов в виде структурных, технологических схем, мнемосхем, реалистических изображений и как средство создания средств отображения информации. Метафора рабочего стола дает возможность использовать дисплей как монтажный стол, т. е. средство соединения источников информации с управляемыми объектами и средствами обработки, хранения и отображения информации. Дисплей — монтажный стол является средством задания информационной структуры ИС. В режиме использования прикладной ИС основной является метафора диспетчерского или иного пульта, при этом дисплей заполнен сформированными схемами и средствами отображения информации, управления ИС и реальными объектами, располагаемыми и комбинируемыми в поле зрения пользователя по его желанию. Кроме метафоры пульта, используются метафора справочной системы, основанной на БД характеристик технологического процесса и используемых технических средствах, метафора рабочих журналов операторов, заполняемых пользователем и в автоматическом режиме, метафора технических средств, реализуемых с помощью образцов стандартных средств измерения (тестера, осциллографа), подключаемых к контрольным точкам на различных схемах.

Разрабатываемая система ориентирована на применение IBM PC/AT — совместимых ЭВМ с дисплеями EGA/VGA под управлением операционной системой выше DOS 3.30.

В рамках рассмотренного проекта группой разработчиков создан действующий макет ИС горной машины, реализующий многооконный графический интерфейс, работу в реальном времени, ввод и обработку информации от 16 аналоговых и 24 дискретных входов. Сфера применения разрабатываемой интегрированной системы не ограничивается горной промышленностью, а включает в себя различные технологические и технические процессы, характеризующиеся малыми или средними скоростями изменения контролируемых параметров, или экзотические, например, системы охранной сигнализации.

В настоящее время усилия разработчиков направлены на создание ЭТ реального времени и исполняющей системы. Следует отметить, что возможно использование любых частей разрабатываемой интегрированной системы по отдельности в виде отдельных программно-аппаратных комплексов.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Биллиг И., Цыпунов Л., Юдин Г. Графический интерфейс и распространение идей СУБД на область графики // Компьютер-Пресс.— 1991.— № 10.— С. 55—59.
2. Брябин В. М. Программное обеспечение персональных ЭВМ.— М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1988.— 272 с.
- СUA: компоненты пользовательского интерфейса // Компьютер-Пресс.— 1993.— № 1.— С. 29—34.

**ЭЛЕКТРОННАЯ ТАБЛИЦА РЕАЛЬНОГО ВРЕМЕНИ  
ИНТЕГРИРОВАННОЙ ИНТЕРАКТИВНОЙ СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ,  
ДИАГНОСТИКИ И УПРАВЛЕНИЯ**

В рамках проекта создания интегрированной интерактивной системы контроля, диагностики и управления (ИИС) [1] ведутся работы по созданию электронной таблицы реального времени (ЭТ), предназначенной для задания процедур ввода и обработки информации. Причем в качестве основного источника информации используется контролируемое (диагностируемое и управляемое) промышленное оборудование, связь с которым осуществляется с помощью многоканальных аналого-цифровых и дискретно-цифровых преобразователей. Предусмотрено получение информации и от пользователя ИИС.

ЭТ работает в реальном физическом времени, обеспечивая обработку информации и передачу ее на устройства отображения (управления) с малым запаздыванием, что обеспечивает приемлемое время реакции оператора на внешние события. При этом ввод информации и ее обработка осуществляются через фиксированные промежутки времени, задаваемые в специальных процедурах ввода информации и временной диспетчеризации. ЭТ доступна при осуществлении этапа проектирования ИИС и остается «прозрачной» при эксплуатации ИИС, т. е. пользователь ИИС не замечает ее работу (он видит только результат, который преобразуется в показания шкалы того или иного типа) и может даже не подозревать о существовании ЭТ реального времени.

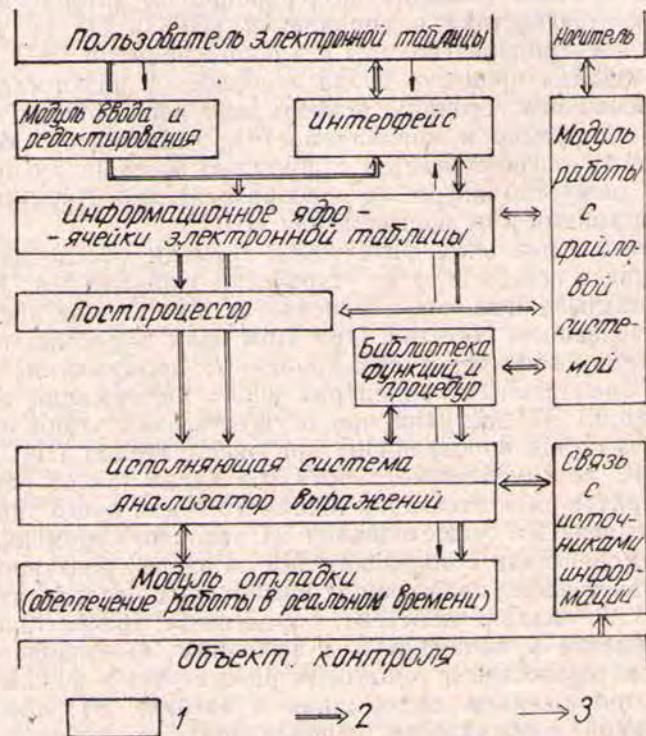
При взаимодействии с пользователем на этапе проектирования ИИС ЭТ обеспечивает ввод управляющих символьных последовательностей в ячейки ЭТ, т. е. задание констант, определение арифметических выражений, обращение к процедурам и функциям, выполнение управляющих последовательностей в пошаговом режиме или в режиме реального времени с отображением информации в ячейках ЭТ, преобразование неупорядоченной совокупности управляющих символьных последовательностей, расположенных в произвольных ячейках ЭТ, в последовательность обращений к библиотечным процедурам и функциям (полученная упорядоченная последовательность передается в виде файла в исполняющую подсистему ИИС), а также служит для работы с дисковой системой, с библиотеками функций и процедур, с системой контекстной подсказки.

Электронная таблица состоит из следующих основных модулей и информационных и управляющих связей между ними (см. рисунок): оконного интерфейса, модуля поддержки ввода и редактирования информации, модуля отладчика реального времени, постпроцессора и модуля работы с файловой системой.

Оконный интерфейс пользователя ЭТ построен в соответствии с требованиями стандарта CUA [2], обеспечивает выполнение следующих функций: интерактивное взаимодействие пользователя с символьной информацией, находящейся в ячейках ЭТ, при ее вводе и редактировании; интерактивное управление пользователем модулями ЭТ; отображение вычисляемой информации в ячейках ЭТ; отображение справочной и вспомогательной информации.

Модуль поддержки ввода, хранения, обработки и редактирования информации обеспечивает следующие возможности работы с содержанием ячеек ЭТ: просмотр и изменение содержимого ячейки ЭТ, выделение ячеек ЭТ для дальнейших операций: снятие выделения, удаление выделенных ячеек ЭТ, перемещение в пространстве ЭТ выделенных ячеек ЭТ без

их удаления и с удалением, поиск ячейки ЭТ по ее адресу или по содержимому, замена определяемых символов, содержащихся в ячейках ЭТ (выделенных ячейках), на иные вводимые символы, быстрый переход к ячейке с введенным адресом. Для вычисления параметров, не поддающихся прямому измерению, модуль позволяет выбирать из библиотеки функций и процедур (см. рисунок) стандартные арифметические и статистические функции и процедуры, а также специфические



Структура электронной таблицы

1 — элемент ЭТ; 2 — информационные потоки; 3 — сигналы управления

функции ЭТ, такие, как функций оптимизации, фильтрации входных и вычисляемых сигналов, наблюдаемости объекта, идентификации технических и технологических состояний контролируемого оборудования и т. п. Модуль должен обеспечивать работу с символьной информацией (латинский, русский алфавит, цифры, специальные символы).

Модуль отладчика реального времени состоит из исполнительного модуля и модуля встроенного интерпретатора, которые обеспечивают выполнение следующих функций: анализ выражений, преобразующий управляющую символьную запись в ячейке ЭТ, выполненную в терминах, максимально приближенных к естественному языку и широко распространенным способам записи арифметических и логических выражений, в последовательность обращений к библиотечным функциям и процедурам, позволяющую организовать процесс получения и обработки информации: вычисление в пошаговом режиме символьных управляющих выражений, записанных в ячейках ЭТ (интерпретатор); вычисление в реальном времени символьных управляющих выражений, записанных в ячейках ЭТ (интерпретатор); выбор ячеек ЭТ, участвующих в отображении вычисляемых значений; вычисление в реальном времени символьных управляющих выражений после их преобразования постпроцессором ЭТ исполнительным модулем (исполнительный модуль, используемый в этом режиме, полностью идентичен исполнительному

тельному модулю, встраиваемому в графический интерфейс ИИС, что позволяет анализировать возможность проведения заданных вычислений в заданные промежутки времени); обмен информацией с модулем пользовательского интерфейса для управления отладкой и отображения информации.

Постпроцессор ЭТ обеспечивает выполнение следующих функций: подготовку к выполнению процедур управления процессами получения и обработки информации, заданными в ячейках ЭТ, объединяя результаты работы подсистемы анализатора выражений для всех заполненных ячеек ЭТ в единую последовательность действий, передаваемую для исполнения в интегрированную систему контроля, диагностики и управления, т. е. в исполняющую систему графического пользовательского интерфейса ИИС; передачу в исполнительный модуль ЭТ обработанной информации; передачу в модуль работы с файловой системой обработанной информации.

Модуль работы с файловой системой, реализующий интерфейс с дисковой системой ЭВМ, обеспечивает выполнение следующих функций: подготовка ЭТ к вводу новой информации — очистка всех структур ЭТ, помещение в ячейки ЭТ информации из файла с ранее сохраненной таблицей, запись информации из ячеек ЭТ на диск под старым именем и запись информации из ячеек ЭТ под указываемым именем.

Программное обеспечение ЭТ позволяет обеспечить получение подсказок, советов и меню для руководства необученными пользователями без отсылки их к печатной документации. Назначение функциональных клавиш, приемы управления системой должны быть аналогичны назначению клавиш и процедурам управления у распространенных и (или) подобных программных продуктов.

Программно-аппаратные средства должны обеспечивать работу на IBM PC XT/AT и совместимых с ними машинах с видеоадаптерами EGA/VGA в среде DOS 3.3 и выше, с периферией средств указания и со стандартными печатающими устройствами.

Таким образом, определены основные требования к программно-аппаратному комплексу, необходимому для создания ЭТ реального времени ИИС, разработана идеология функционирования данной ЭТ и определено ее место в общем комплексе ИИС. Интересна возможность использования ЭТ на этапе подготовки файлов с управляющими последовательностями, которые посылаются в локальные управляющие контроллеры, обладающими идентичным ИИС интерпретатором управляющих последовательностей. Таким образом, можно гибко управлять производственным процессом, оперативно перепрограммируя локальные управляющие контроллеры. Также необходимо отметить, что данная ЭТ позволяет осуществлять проверку алгоритмов обработки информации непосредственно на промышленных объектах на этапе разработки информационных и управляющих систем различного назначения; может использоваться в качестве программируемого многоканального цифрового измерительного прибора; позволяет поставить неограниченное количество лабораторных работ по курсам «Информационные системы», «ТАУ», «Цифровые системы управления» и т. д., где актуальны задачи контроля, наблюдения, идентификации объекта управления и т. п.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бабенко А. Г. Проект интерактивной системы контроля, диагностики и управления // см. с. 156—162 в настоящем сборнике.
2. CUA: компоненты пользовательского интерфейса // Компьютер-Пресс.— 1993.— № 1.

## ГРАФИЧЕСКИЙ ИНТЕРФЕЙС ИНТЕГРИРОВАННОЙ ИНТЕРАКТИВНОЙ СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ И ДИАГНОСТИКИ ГОРНЫХ МАШИН

В рамках проекта «Интерактивная интегрированная информационная система горного оборудования» на кафедре автоматизации производственных процессов УГИ ведутся работы по созданию средств разработки и использования графического интерфейса промышленных информационных систем (ИС) различного назначения [1]. Графический интерфейс является частью интерактивной интегрированной системы контроля (диагностики и управления) и предназначается для создания графического пользовательского интерфейса прикладной ИС.

Работа в графическом интерфейсе разделена на два этапа: этап разработки интерфейса прикладной ИС, на котором применяются несколько специализированных редакторов, входящих в состав интерфейса разработчика, и этап использования, заключающийся в эксплуатации пользователем разработанного графического интерфейса прикладной ИС.

Графический интерфейс разработчика состоит из нескольких взаимосвязанных графических редакторов и кросс-редакторов информационных и управляющих связей. При разработке пользовательского интерфейса разработчик с применением графических редакторов создает различные его элементы: изображения контролируемого объекта, изображения средств отображения информации, средств управления пользовательским интерфейсом и т. д. Графический интерфейс реализует смешанный векторно-растровый принцип описания изображения и поддерживает четыре основных типа графических объектов [2]. Слайд — растровая полноэкранная копия, используется для копирования и воспроизведения сложных изображений и фоновых картинок. Фрейм, как один из способов представления графической информации, является векторной поэлементной структурой изображения, состоящей из последовательности стандартных элементов, их координат и атрибутов (цвет, тип и т. д.). Том — библиотека небольших растровых изображений, которые используются при рисовании фрейма и слайда. Кроме этого, предусмотрена возможность создания битовых изображений элементов, которые, например, обеспечивают собственные изображения курсора на экране дисплея. Слайд можно создать с помощью специализированного редактора, входящего в состав интегрированной системы, или импортировать из другой графической системы, обеспечивающей запись изображений в формате PCX. Том создается и корректируется одним из разрабатываемых редакторов графического интерфейса. Возможно использование готовых и ранее созданных, поставляемых разработчиками интегрированной ИС томов.

В разрабатываемой интегрированной ИС используется фреймовое представление информации. В широком смысле фрейм можно рассматривать как универсальную информационную структуру, позволяющую получать на ней как традиционные типы данных, так и абстрактные, определяемые разработчиком прикладной ИС. Таким образом, с помощью фреймов создаются модели реальных объектов и различные информационные среды. В общем случае фрейм состоит из средств отображения информации и средств управления. К последним относятся экранные кнопки и специально выделенные области экрана, указание на которые приводит к изменению внешнего вида прикладной ИС, выполнению каких-либо действий с информационной структурой графического интерфейса или с реальными объектами. Средства отображения

информации включают в себя разнообразные измерительные шкалы и информационные (аварийные, предупреждающие, справочные) панели.

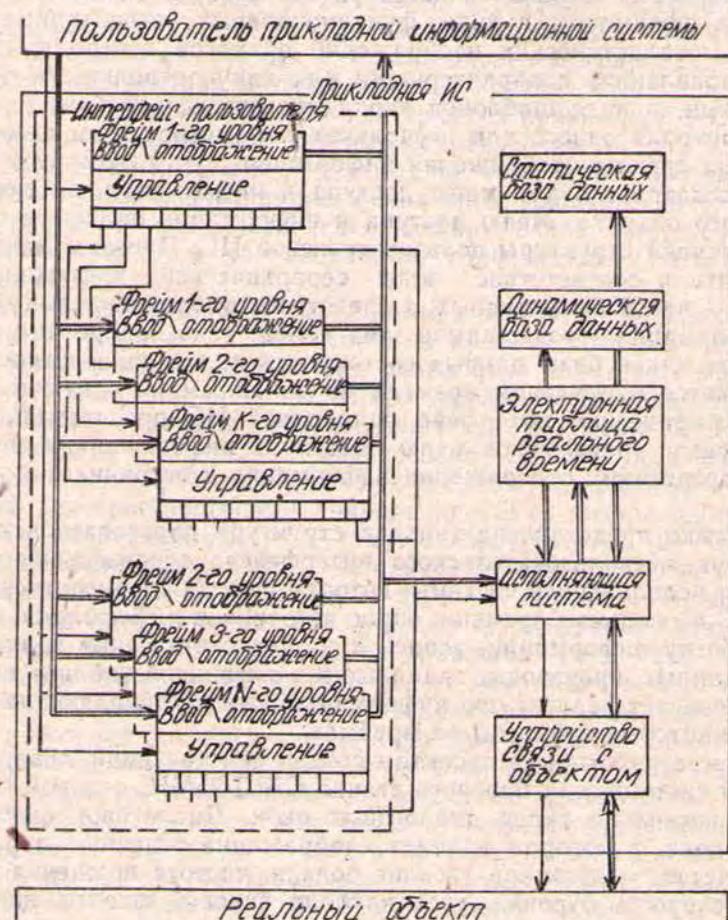
С помощью кросс-редакторов информационных и управляющих связей разработчик создает информационные связи средств отображения информации с источниками информации интегрированной ИС (электронные таблицы реального времени, статические и динамические базы данных) и управляющие связи, задающие действия, которые выполняются при указании на средства управления.

Таким образом, результатом работы разработчика может быть создание диалоговых экранов прикладной пользовательской ИС, которые могут быть оформлены в виде функциональных, структурных схем, мнемосхем, реалистических изображений объектов контроля (диагностики и управления) с характерными для них контрольными точками и элементами, в виде шаблонов ввода пользовательской информации, экранов контроля одного или нескольких параметров, традиционных и специальных средств отображения информации и т. д. При этом фрейм можно рассматривать как меню доступа к информации, поступающей от реального объекта. Меню доступа к информации являются основой информационной структуры пользовательской ИС. Пунктам меню можно поставить в соответствие поля иерархической информационной структуры — некой базы данных, а средствам отображения и шаблонам ввода информации — содержимое этих полей, т. е. конкретные записи. Особенность такой базы данных состоит в том, что содержимое ее полей изменяется в реальном времени по заданным алгоритмам. Таким образом, графический интерфейс прикладной ИС представляет собой многоуровневое графическое меню доступа к информации и меню управления средствами отображения информации и источниками этой информации.

На рисунке представлена типовая структура пользовательской ИС. Она состоит из пользовательского интерфейса, основывающегося на фреймах, и исполняющей системы, которая выполняет диспетчеризацию работы ИС в реальном времени, опрос источников информации, начальную обработку информации, запись и чтение статических и динамических баз данных, производит заданные в электронной таблице вычисления, обеспечивает реализацию информационных и управляющих связей, сведения о которых записаны во фреймах.

В процессе работы над проектом создан действующий макет информационной системы для бурового станка СБШ-25МН, основой которого являются несколько типов диалоговых окон. Диалоговое окно — приборная панель, в котором находят отображение основные параметры: технологического характера (усилие подачи, частота вращения бурового става, скорость бурения, угол наклона буровой штанги, негоризонтальность установки платформы и другие); технического характера (ток двигателя, напряжение питания, давление масла и воздуха и другие); диагностического характера (параметры вибрации, температура, двигателей, подшипников, гидрооборудования, состояние элементов релейных схем и т. д.); экономического характера (количество пробуренных метров, производительность в смену, время бурения скважины и другие). Диалоговые окна этого типа созданы для электрооборудования, пневматической и гидравлической систем бур станка. Диалоговое окно — схема (электрическая, пневматическая, гидравлическая, кинематическая), на которой представлена соответствующая система в виде структурных, кинематических, функциональных схем с отображением ряда важных эксплуатационных характеристик. Диалоговое окно — отдельный агрегат (двигатели хода, вращения, насосы для закачки воды, компрессор и т. д.). В этих окнах пользователь прикладной ИС может получить исчерпывающую информацию о параметрах работы отдельно-

го агрегата бурового станка и отдельных элементов этого агрегата. Диалоговое окно — отдельный прибор, реализованный для контрольных точек гидро- и пневмосхем. Следует отметить, что отдельные приборы могут реализовывать специфическое отображение информации, например, угол наклона стрелы отображается на приборе с реалистическим изображением бурового станка, которое совмещено с цифровым индикатором. Негоризонтальность установки платформы отображается с помощью прибора, моделирующего перемещение пузырька воздуха в стеклянном сосуде с водой.



Структура пользовательского интерфейса прикладной информационной системы

С диалоговыми окнами определены следующие возможные операции: перемещение, закрытие или удаление с экрана.

Действующий макет, реализующий фреймовый подход к созданию пользовательского интерфейса, представляет собой многоуровневую оконную графическую систему отображения информации и управления ИС контроля работы бурового станка.

Основные характеристики работающего макета:

Количество фреймов

15

Количество уровней фреймов

3

Количество одновременно активных фреймов (окон)

1

Типы шкал для отображения информации:	
стрелочные (линейные, дуговые); диаграммные (горизонтальные, вертикальные); цифровые; специальные (индикатор горизонтальности); индикаторные — схема изображения по условию (угол наклона штанги);	
Количество аналоговых датчиков . . . . .	16
Количество дискретных датчиков . . . . .	24
Период опроса датчиков . . . . .	1
Операционная система . . . . .	MS — DOS
Режим работы . . . . .	Стандартный
Использование манипулятора «мышь» . . . . .	Да

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бабенко А. Г. Проект интерактивной интегрированной системы контроля, диагностики и управления // Ст. в наст. выпуске, с. 156—162.
2. Биллиг И., Цыпунов Л., Юдин Г./Графический интерфейс и распространение идей СУБД на область графики // Компьютер-пресс.— 1991.— № 10.— С. 55—59.

УДК 622.271.5

*Г. Г. Багаутинов, Г. А. Багаутинов, Г. Ф. Степанова*

## РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ МИКРОПРОЦЕССОРНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ДОБЫЧНЫМ КОМПЛЕКСОМ ДРАГИ

Повышение эффективности добывчного комплекса драги сводится к совершенствованию режимов работы добывчных механизмов, обеспечивающих процесс черпания с минимальными энергетическими затратами, к контролю параметров дражного забоя, к автоматическому управлению механизмами перемещения с целью поддержания заданной производительности драги, сокращения пауз, облегчению труда драгера, освобождение его от ряда операций.

Эти задачи решались при разработке системы автоматического управления механизмами добывчного комплекса драги Исовского прииска. Система выполнена на основе микроЭВМ «Электроника МС 2702», что позволило относительно просто организовать хранение оперативной и системной информации, ее ввод, передачу, отображение и вывод на исполнительные механизмы. Выбранная ЭВМ работает в системе как управляющая по постоянной программе, записанной в ПЗУ. Незначительный объем арифметических операций не требует большой разрядности. ЭВМ работает в реальном масштабе времени. Более того, исполнительные механизмы драги достаточно инерционны и часто требуют временных задержек в управлении, т. е. система не требует высокого быстродействия машины. Вышеизложенные требования к ЭВМ и наличие автоматического запуска без применения УВВ представляют возможность применения микро-ЭВМ в качестве управляющего контроллера [1].

Разработанная система обеспечивает программную отработку заданной толщины стружки и ширины дражного забоя, последовательность переключений механизмов бокового перемещения и рамоподъемной лебедки в углах забоя в конце отработки слоя и переход на новый слой. В памяти машины хранятся текущие значения положения драги в горизонтальной плоскости, крайнее левое и крайнее правое ее положение, т. е. ширина забоя и глубина опускания рамы — толщина стружки.

В процессе работы автоматически включаются попеременно правый или левый двигатели лебедки носового каната, обеспечивая движение

драги в горизонтальной плоскости. При подъёме к углу забоя автоматически включается двигатель РПЛ, происходит опускание рамы на величину, заданную оператором с помощью задатчика глубины и хранящуюся в памяти машины. Производится реверс движения драги, т. е.

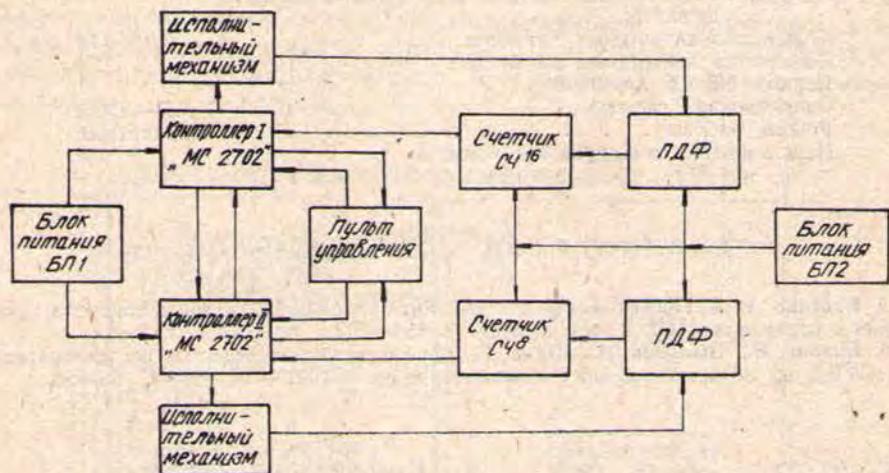


Рис. 1. Блок-схема системы управления

автоматическое переключение двигателей лебедки носового каната. При сужении забоя имеется возможность произвести реверс движения командой с пульта, корректируя автоматически ширину забоя. Командой с пульта можно произвести и опускание черпаковой рамы.

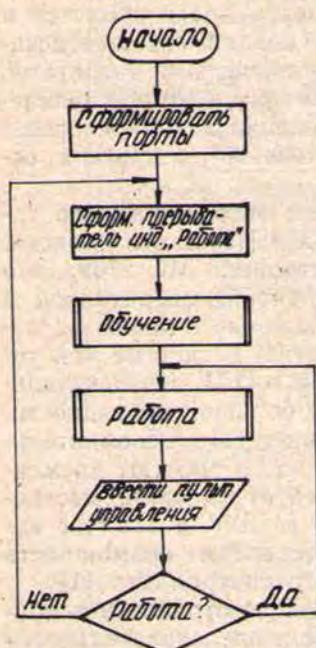


Рис. 2. Блок-схема программы «Диспетчер»

Структура системы представлена на рис. 1. Система включает два контроллера (микро-ЭВМ «Электроника МС 2702») — ведомый и ведущий, два датчика ПДФ-З, один восьмиразрядный и один шестнадцатиразрядный счетчики импульсов, пульт управления, два блока реле и блоки питания. Контроллер «Электроника МС 2702» имеет в своем составе 2 К байта ОЗУ, 64 К байта ППЗУ, 6 параллельных восьмиразрядных портов ввода — вывода, контроллер прерываний, таймер. Контроллер имеет автоматический запуск программы. Режим работы круглосуточный.

Датчики ПДФ-З представляют собой фотоэлектронные преобразователи угловой скорости механизма в частоту следования импульсов. С помощью этих датчиков осуществляется контроль за положением рабочих органов в горизонтальной и вертикальной плоскостях. Число импульсов с датчиков подсчитывается счетчиками и в двоичном коде поступает в контроллер. Подключение к исполнительным механизмам производится с помощью релейных блоков: релейного блока для управления подъёмом и опусканием черпаковой рамы и релейного блока для управления двигателями лебедки носового каната. Пульт управления предназначен для оперативного вмешательства в работу драги и включает элементы сигнализации и задатчика режимов.

Программное обеспечение комплекса представляет собой рабочую программу, записанную в ППЗУ контроллера-микросхемы К573РФ, подпрограмму библиотеки с плавающей запятой, а также программу МОНИТОР, позволяющую работать с контроллером в диалоговом ре-

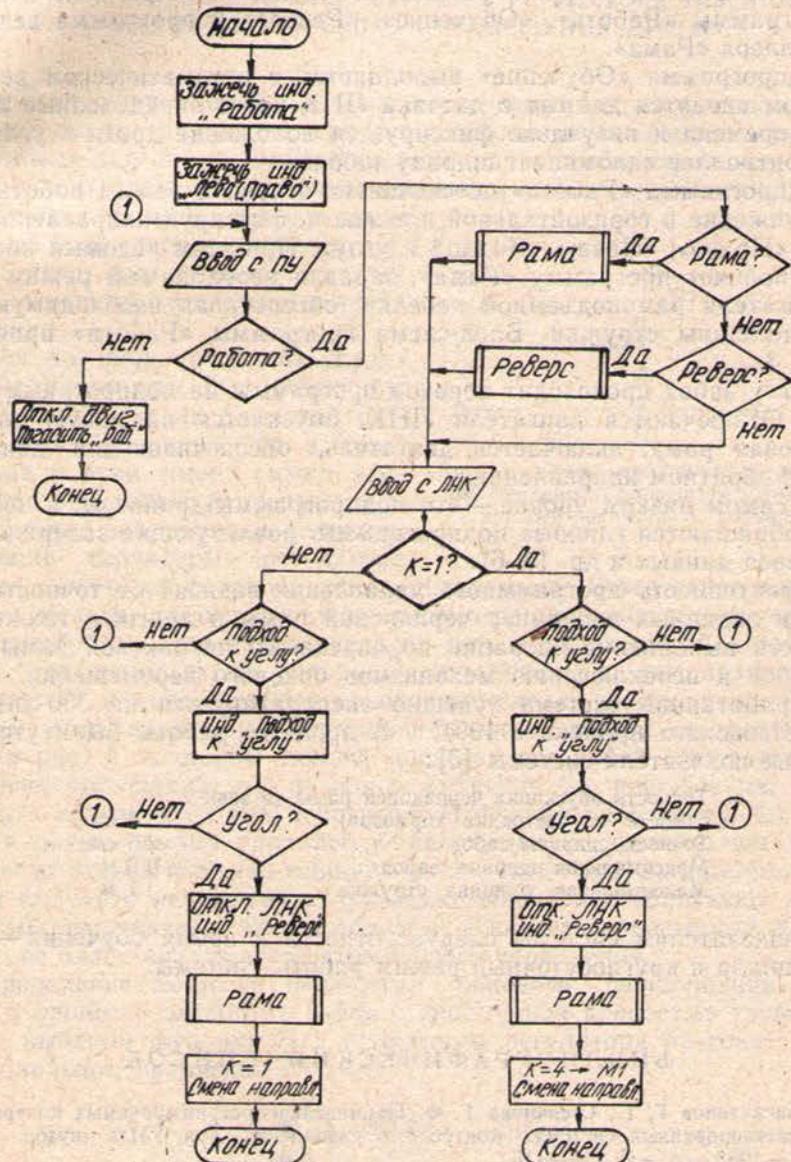


Рис. 3. Блок-схема подпрограммы «Работа»

жиме с помощью пульта управления контроллера. Запись рабочей программы в машинных кодах производится с помощью разработанного и изготовленного для этой цели программатора [2]. Возможно программирование этих микросхем на ассемблере с помощью аппаратуры более высокого класса.

Рабочая программа спроектирована по нисходящему принципу, где основная программа расчленяется на несколько подпрограмм, а подпрограммы в свою очередь — на более мелкие самостоятельные под-

программы. Структура рабочей программы представляется тремя уровнями. На верхнем уровне — это программа «Диспетчер», представленная на рис. 2. Она включает установку портов контроллера на ввод или вывод, подпрограмму «Обучение», подпрограмму «Работа» и анализ признака работы или обучения. На среднем уровне — это главные подпрограммы «Работа», «Обучение», «Реверс» и программа ведомого контроллера «Рама».

Подпрограмма «Обучение» выполняется в автоматическом режиме, при этом вводятся данные с датчика ЛНК через определенные промежутки времени и визуально фиксируется положение драги в углах забоя. Контроллер запоминает ширину забоя.

Подпрограмма «Работа» обеспечивает основной режим работы драги — движение в горизонтальной плоскости, фиксируя направление движения «Право», «Лево», «Подход к углу». При этом ведомый контроллер выполняет программу «Рама», задавая необходимый режим работы двигателя рамоподъемной лебедки, обеспечивая необходимую точность толщины стружки. Блок-схема программы «Работа» приведена на рис. 3.

В углу забоя происходит переход программы на подпрограмму «Реверс». Отключаются двигатели ЛНК, опускается на новую глубину черпаковая рама, включается двигатель, обеспечивающий движение драги в обратном направлении.

На самом низком уровне — это подпрограммы-драйверы, к которым часто обращаются главные подпрограммы, реализующие задержку времени, ввод данных и др. [5, 6].

Эффективность программного управления зависит от точности реализации заданных координат черпаковой рамы и драги, а также длительности выполнения операций по опусканию черпаковой рамы в углах забоя и переключению механизмов бокового перемещения.

Разработанная система успешно эксплуатируется на 380-литровой драге Исовского прииска с 1991 г. В процессе работы были уточнены основные показатели системы [3]:

Точность опускания черпаковой рамы (в зависимости от состояния тормозов)	±3 см
Точность ширины забоя	±5 см
Максимальная ширина забоя	120 м
Максимальная толщина стружки	1 м

К показателям системы следует отнести и время обучения — 2 рабочих цикла и круглосуточный режим работы системы.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Багаутинов Г. Г., Степанова Г. Ф. Применение программируемых контроллеров в автоматизированных системах контроля и управления драг // Изв. вузов. Горный журнал. — 1988. — 4. — С. 113—116.
2. Багаутинов Г. Г., Степанова Г. Ф. Реализация системы управления добывчим комплексом драги на базе «Электроники МС 2702» // Автоматическое управление технологическими процессами в горной промышленности: Межвузов. науч. темат. сб.— Свердловск. — 1991. — С. 53—56.
3. Лешков В. Г. Справочник дражника.— М.: Недра.— 1968.— 496 с.
4. Микросхемы интегральные полупроводниковые. Серия Кр 580: Руководство по применению. Ост. П. 348.917—82.
5. Приборы контроля параметров драгирования, времени работы, производительности и телевизионного контроля на драгах / Царегородцев М. Е., Филипенко В. И., Правс Л. В. и др. // Автоматизация технологических процессов и управление открытыми горными работами: Тез. докл. науч.-техн. семинара.— Свердловск: НТО Горное. 1972.— С. 20—24.
6. Царегородцев М. Е., Пономарев В. Б., Царегородцев Ю. Е. Автоматизация многочерпаковых драг.— Красноярск: Издательство Красноярского ун-та, 1989.— 400 с.

## СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СТРУКТУР РЕГУЛЯТОРА РАЗГОНА МЕХАНИЗМА БОКОВОГО ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ДРАГИ

Переход управляемой системы механизма бокового перемещения драги из одного фазового состояния в другое может быть осуществлен различными способами. Задача состоит в том, чтобы среди всех управлений  $u = f(t)$ , под воздействием которых система переходит из заданного начального состояния  $s_0$  в предписанное конечное состояние  $s$ , найти такое, для которого этот переход осуществляется за кратчайшее время.

Если предположить, что управляемые параметры безынерционны (точнее — в пределах разумной точности безынерционны), то в соответствии с этим имеет смысл рассматривать не только непрерывные\*, но и кусочно-непрерывные функции, задающие структуры регулятора разгона механизма бокового перемещения драги. Естественно возникает вопрос: нельзя ли ограничиться рассмотрением только непрерывных управлений? На этот вопрос следует дать отрицательный ответ. Дело в том, что оптимальные управления оказываются, как правило, разрывными (т. е. содержащими мгновенные скачки, переключения). Кроме того, если, например, разрывная функция, график которой изображен на рис. 1 сплошной линией, представляет собой оптимальное управление, то «сшив» эту функцию (пунктир на рис. 1), мы можем получить «близкую» к ней непрерывную функцию. Но какую бы «близкую» к оптимальному управлению непрерывную функцию мы ни взяли, всегда можно выбрать «сивающий» кусок графика еще более крутым и получить непрерывную функцию, еще более «близкую» к оптимальному управлению. Таким образом, в классе непрерывных функций просто не будет наилучшего оптимального управления.

Определение скорости механизма бокового перемещения драги  $V_b(t)$  в процессе отработки забоя с переменной крепостью грунта связано с выбором функции  $f(t)$  (структурой регулятора разгона) в дифференциальном уравнении

$$\sum_n b_n \frac{d^n V_b(t)}{dt^n} = f(t) \quad (1)$$

при заданных начальных условиях и коэффициентах  $b_n$ , выраженных через параметры системы.

В общем виде задача о выборе функции  $f(t)$  может быть formalизована следующим образом.

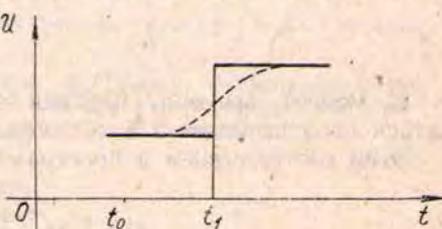


Рис. 1. Схема приближения непрерывной функцией ступенчатой функции, задающей оптимальное управление

\* Багаутинов Г. Г., Исрапилов Р. Б. Выбор структуры регулятора разгона в системе управления механизма бокового перемещения драги // Управление горным производством: Межвуз. науч. темат. сб.— Свердловск, 1991.

Обозначим через  $KC_{[0, \infty)}$  пространство кусочно-непрерывных на промежутке  $[0, \infty)$  функций и пусть множество  $G_{t'}$  определено соотношением

$$G_{t'} = \{t \in R^+ \mid t > t', |V_6(t) - q| \leq 0.05q\}, \quad (2)$$

где  $V_6(t)$  — решение уравнения (1);  $q$  — постоянная скорость, которая должна быть достигнута после завершения переходного процесса;  $R^+$  — множество положительных действительных чисел.

Каждой функции  $f(t) \in KC_{[0, \infty)}$  поставим в соответствие значение  $\tau$  аргумента  $t$ , равное  $\inf G_{t'}$ :

$$\tau = \inf G_{t'}, \quad (3)$$

т. е. момент времени, начиная с которого скорость  $V_6(t)$  будет отличаться от  $q$  не более 5 % величины  $q$ .

Этим соответствием в пространстве  $KC_{[0, \infty)}$  будет функционал

$$\tau = \tau(f(t)), \quad (4)$$

значение которого определит окончание переходного процесса, соответствующего управлению  $u = f(t)$ .

Требуется найти функцию  $\tilde{f}(t)$ , доставляющую минимум функционалу  $\tau(f(t))$  в пространстве  $KC_{[0, \infty)}$ :

$$\tau(\tilde{f}(t)) = \min_{f(t) \in KC_{[0, \infty)}} \tau(f(t)) \quad (5)$$

при определенных технологических условиях.

Получены первые приближения к решению этой задачи в виде кусочно-линейных неубывающих функций (см. сноску на с. 173).

В данной статье исследуются еще два варианта структуры регулятора разгона: один, заданный непрерывной гладкой возрастающей функцией, а другой — ступенчатой неубывающей функцией. При этом рассматривается система в виде эквивалентного колебательного звена второго порядка, т. е. рассматривается дифференциальное уравнение

$$V_6''(t) + 2nV_6'(t) + K^2V_6(t) = K^2f(t), \quad (6)$$

$$V_6(0) = V_6'(0) = 0,$$

где  $n$  и  $k$  — величины, которые характеризуются параметрами упругого звена «лебедка — канат — драга» ( $0 < n < k$ );  $u = f(t)$  — функция, задающая структуру регулятора разгона механизма бокового перемещения.

Изображение по Лапласу функции  $V_6(t)$  имеет вид

$$V_6(p) = \frac{k^2 F(p)}{(p+n)^2 + \omega^2}, \quad (7)$$

где  $\omega^2 = k^2 - n^2$ .

Подставляя в правую часть равенства (7) вместо  $F(p)$  изображения заданных (или выбранных) управлений  $f(t)$ , мы получим соответствующие выражения для  $V_6(t)$ .

Важнейшим фактором в процессе управления является и число переключений механизма с одного режима на другой, а также простота его математического описания.

С этой точки зрения рассматриваются два варианта управления: характеризующееся ступенчатой функцией с двумя звеньями (с одним звеном управления было рассмотрено авторами ранее, см. сноску на с. 173) и характеризующееся функцией экспоненциального типа.

1. Пусть структура регулятора задается функцией вида

$$f(t) = \begin{cases} q_1, & 0 \leq t < a, \\ q, & t > a, \end{cases} \quad (8)$$

где  $a$  и  $q_1$  — параметры, подлежащие определению, так, чтобы выполнялись условия (2), (3), причем  $q_1 < q$  (рис. 2). Пользуясь таблицей и свойствами преобразования Лапласа, получим:

$$F(p) = [q_1 + (q - q_1)e^{-pa}] / p,$$

$$V_6(p) = k^2 [q_1 + (q - q_1)e^{-pa}] / p [(p + n)^2 + \omega^2],$$

$$\begin{aligned} V_6(t) = q_1 \left[ 1 - \frac{k}{\omega} e^{-nt} \sin(\omega t + \gamma) \right] \cdot 1(t) + \\ + (q - q_1) \left\{ 1 - \frac{k}{\omega} e^{-n(t-a)} \sin[\omega(t-a) + \gamma] \right\} 1(t-a), \end{aligned}$$

где  $\gamma = \arctg \frac{\omega}{n}$ .

Окончательно будем иметь:

$$V_6(t) = \begin{cases} q_1 \left[ 1 - \frac{k}{\omega} e^{-nt} \sin(\omega t + \gamma) \right], & 0 \leq t < a, \\ q - \frac{k}{\omega} \{q_1 e^{-nt} \sin(\omega t + \gamma) + \\ + (q - q_1) e^{-n(t-a)} \sin[\omega(t-a) + \gamma]\}, & t > a. \end{cases} \quad (9)$$

Подберем значения параметров  $q_1$  и  $a$  по условиям (2) — (3). Для этого исследуем на экстремум найденное решение (9):

$$V'_6(t) = \frac{k^2 q_1}{\omega} e^{-nt} \sin \omega t, \quad 0 < t < a,$$

$$V'_6(t) = 0 \text{ при } t = \frac{v\pi}{\omega}, \quad v = 1, 2, \dots$$

Первой точкой экстремума, а именно точкой максимума, будет  $t_1 = \frac{\pi}{\omega}$ , так как

$$V''_6(t) \Big|_{t=\frac{\pi}{\omega}} = - \frac{k^2 n}{\omega} e^{-nt} \sin(\omega t - \gamma) \Big|_{t=\frac{\pi}{\omega}} = - k^2 n e^{-\frac{n\pi}{\omega}} < 0,$$

при этом  $V_6\left(\frac{\pi}{\omega}\right) = q_1 \left(1 + e^{-\frac{n\pi}{\omega}}\right)$ .

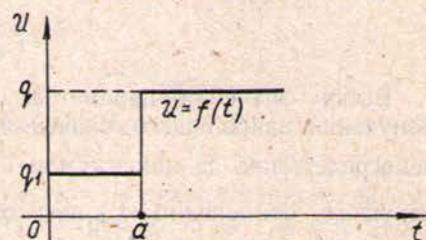


Рис. 2. График функции-структурьи регулятора разгона механизма бокового перемещения драги

Очевидно, что выбор  $q_1 = \frac{1,05q}{1 + e^{-\frac{n\pi}{\omega}}}$  обеспечит отклонение  $V_6\left(\frac{\pi}{\omega}\right)$  от  $q$ , равное 5 % величины  $q$  (здесь 5 % задается наперед, вместо 5 % может быть взято любое другое значение), т. е.

$$V_6\left(\frac{\pi}{\omega}\right) = 1,05q. \quad (10)$$

Выбор значения параметра  $a$  должен быть осуществлен из условия получения наибольшего значения минимума функции  $V_6(t)$ , следующего непосредственно за максимумом  $V_6\left(\frac{\pi}{\omega}\right)$ , т. е. из условия получения наименьшего отклонения  $V_6$  min от  $q$ . Это достигается, если взять  $a = -\frac{\pi}{\omega}$ , т. е. с начального момента убывания функции  $V_6(t)$  задать значение  $f(t) = q > q_1$ , что следует из того, что в рассматриваемой задаче  $n$  и  $\omega$  принимают значения, удовлетворяющие условию  $1 + e^{-\frac{n\pi}{\omega}} > 1,1$ . С учетом значений

$$q_1 = \frac{1,05q}{1 + e^{-\frac{n\pi}{\omega}}} \quad \text{и} \quad a = -\frac{\pi}{\omega}$$

мы получим:

$$V_6(t) = \begin{cases} \frac{1,05q}{1 + e^{-\frac{n\pi}{\omega}}} \left[ 1 - \frac{k}{\omega} e^{-nt} \sin(\omega t + \gamma) \right], & 0 \leq t \leq \frac{\pi}{\omega}, \\ q \left[ 1 - \frac{0,05k}{\omega} e^{-\frac{n\pi}{\omega}} e^{-nt} \sin(\omega t + \gamma) \right], & t > a_1, \end{cases} \quad (11)$$

где

$$\gamma = \arctg \frac{\omega}{n} \left( \sin \gamma = \frac{\omega}{k} \right).$$

Производная функции  $V_6(t)$  при  $t \geq \frac{\pi}{\omega}$  имеет вид

$$V'_6(t) = \frac{0,05k^2q}{\omega} e^{\frac{n\pi}{\omega}} e^{-nt} \sin \omega t.$$

Стационарными точками функции  $V_6(t)$  являются точки  $t_v = \frac{v\pi}{\omega}$ ,  $v = 1, 2, \dots$ . Найдем значения функции  $V_6(t)$  в этих точках из равенства (11) и оценим их отклонения от величины  $q$ :

$$V_6\left(\frac{v\pi}{\omega}\right) = q \left[ 1 - 0,05 (-1)^v e^{-\frac{n\pi}{\omega}(v-1)} \right], \quad v = 1, 2, \dots$$

$$\left| V_6\left(\frac{v\pi}{\omega}\right) - q \right| = 0,05qe^{-\frac{n\pi}{\omega}(v-1)} < 0,05q, \quad v = 1, 2, \dots$$

Отсюда следует, что, начиная с некоторого значения  $t = t_0 < \frac{\pi}{\omega}$  (рис. 3), которое характеризуется параметрами  $n$  и  $k$ , будет выполняться и неравенство

$$|V_6(t) - q| < 0,05q, \quad t > t_0.$$

Значение  $t_0$  является решением уравнения  $V_6(t) = q - 0,05q$  ( $t > 0$ ), которое можно переписать в виде

$$\frac{1,05}{1 + e^{-\frac{n\pi}{\omega}}} \left[ 1 - \frac{k}{\omega} e^{-nt} \sin(\omega t + \gamma) \right] = 0,95$$

или, после упрощения

$$\frac{k}{\omega} e^{-nt} \sin(\omega t + \gamma) = 0,095 + 0,905e^{-\frac{n\pi}{\omega}} = 0. \quad (12)$$

Для иллюстрации полученного результата и сравнительного анализа воспользуемся теми же значениями параметров  $n$ ,  $k$ ,  $q$ , что и в работе авторов (см. сноска на с. 173):

$$n = 0,1125; k = 0,7812; q = 0,236. \quad (13)$$

Будем иметь:  $\omega = 0,7731$ ;  $a = 4,0636$ ;  $q_1 = 0,1517$ ;  $\gamma = 1,4263$ . Подставив в правую часть равенства (11) соответствующие значения, получим:

$$V_6(t) = \begin{cases} 0,1517 - 0,1533e^{-0,1125t} \sin(0,7731t + 1,4263), & 0 \leq t < 4,0636, \\ 0,236 - 0,0188e^{-0,1125t} \sin(0,7731t + 1,4263), & t > 4,0636. \end{cases}$$

При этом  $t_0$  — корень уравнения

$$e^{-0,1125t} \sin(0,7731t + 1,4263) + 0,4729 = 0, \quad t > 0,$$

который может быть найден одним из приближенных методов. Пользуясь методом бисекций, получим (с точностью 0,1)  $t_0 = 3,2$ . Итак, функция

$$f(t) = \begin{cases} 0,152, & 0 \leq t \leq 4,064, \\ 0,236, & t > 4,064, \end{cases}$$

задающая структуру регулятора разгона, обеспечивает окончание переходного процесса при числовых данных (13) через 3,2 секунды.

2. Пусть структура регулятора разгона описывается функцией вида

$$f(t) = q(1 - e^{-bt}) \quad (b > 0), \quad (14)$$

где  $b$  — параметр, подлежащий определению из условий (2) — (3).

Для функции (14) решение уравнения (6) имеет вид

$$V_6(t) = k^2 q \left\{ \frac{1}{n^2 + \omega^2} \left[ 1 - e^{-nt} \left( \cos \omega t + \frac{n}{\omega} \sin \omega t \right) \right] - \right. \\ \left. - \frac{1}{(n-b)^2 + \omega^2} \left[ e^{-bt} - e^{-nt} \left( \cos \omega t + \frac{n-b}{\omega} \sin \omega t \right) \right] \right\}. \quad (15)$$

Подставляя в правую часть равенства (15) числовые данные (13), получим:

$$V_6(t) = 0,144 \left\{ 1,6384 \left[ 1 - e^{-0,1125t} (\cos 0,7731t + 0,1455 \sin 0,7731t) \right] - \right. \\ \left. - \frac{1}{(0,1125 - b)^2 + 0,5977} \left[ e^{-bt} - e^{-0,1125t} \left( \cos 0,7731t + \frac{0,1125 - b}{0,7731} \times \right. \right. \right. \\ \left. \left. \left. \times \sin 0,7731t \right) \right] \right\}.$$

Подберем значение параметра  $b$  по условиям (2) — (3). Очевидно, что при  $b > 1$  мы получим решение, близкое к случаю  $f(t) = q$ , а при  $b < 1$  — решение с достаточно большой продолжительностью переходного процесса. Поэтому следует анализировать решения, соответствующие значениям  $b$ , удовлетворяющим условию  $0,1 < b < 1$ .

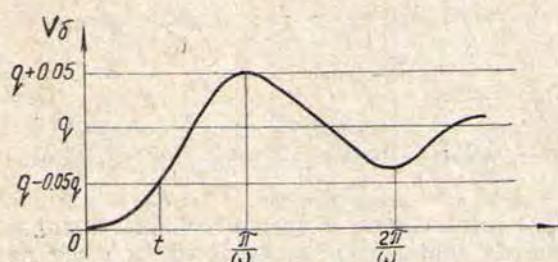


Рис. 3. Схематическое изображение скорости механизма бокового перемещения драги

Значению  $b = 0,27$  соответствует переходный процесс наименьшей продолжительности (имеется в виду с разумной точностью), равной 12 с.

Итак, из рассмотренных в данной работе и в работе [\*] структур регулятора разгона (задатчика интенсивности) лучшие показатели обеспечивают структура (8) с продолжительностью переходного процесса, равной 3,2 с, и структура (8), рассмотренная в [\*] с продолжительностью переходного процесса, равной 6,9 с.

## ЛАБОРАТОРНЫЙ ГРОХОТ-ДЕЗИНТЕГРАТОР

### Разработчики:

*Н. В. Ахлюстина, Э. Э. Иванов, Н. Ф. Меринов*

Лабораторный грохот-дезинтегратор предназначен для высокоеффективного разделения по крупности сухих сыпучих и волокнистых материалов, может быть использован для разделения глинистых руд (материалов) после их подушки (при необходимости) и заменяет таким образом промывку. Он является уменьшенным вариантом грохота типа БГД.

Лабораторный образец позволяет проводить исследования по обогатимости различных видов минерального сырья, ископаемых методом дезинтеграции-грохочения в стационарных и полевых условиях; оценить возможности использования совмещенного процесса дезинтеграции и классификации для различного сырья; заменить процесс ручного отсея проб; осуществить обогащение лабораторных проб; проводить на малых предприятиях процесс дезинтеграции — классификации разнообразного материала, не требует особой квалификации обслуживающего персонала.

Если разработка представляет для Вас интерес, обращайтесь к авторам, тел.: 22-14-18, или в отдел НТИ, тел.: 22-66-94.

## РЕФЕРАТЫ

УДК 622.73

**Математические модели технических систем «Камера дробления дробилки КМД», «Рабочий процесс дробилки КМД» / Масленников В. А. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 9—49.— Рус.**

Рассматриваются взаимосвязи физических свойств и физико-механических характеристик горных пород с кинематическими и геометрическими параметрами рабочих органов конусной дробилки мелкого дробления (КМД).

Рис. 18, табл. 2.

УДК 622.73

**Связь профиля камеры дробления ККД с характеристиками ее рабочего процесса / Тимошин Л. Р. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 49—51.— Рус.**

Приведены взаимосвязи профиля камеры дробления конусных дробилок ККД с характеристиками разрушения горных пород при дроблении способами «кусок о броню» и «кусок о кусок».

Библ. 2 назв.

УДК 622.864 : 519.3

**Математическое моделирование динамических процессов при испытаниях предохранительного пояса / Яппцев С. А., Мазеин О. П. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 51—55.— Рус.**

Приведены результаты теоретических исследований, воспроизводящих на математической модели процесс динамического нагружения фала предохранительного пояса, предназначенного для защиты работающих на большой высоте или большой глубине. Разработано три варианта математической модели, отвечающие различной степени точности расчетов. Произведен анализ этих вариантов с точки зрения адекватности отражения реального процесса нагружения. Для раз-

ных исходных данных на ПЭВМ получены расчетные значения пиков нагрузок, приходящихся на фал. Даны рекомендации по рациональным способам прикрепления фала к предохранительному поясу.

Рис. 2, табл. 1, библ. 2 назв.

УДК 539.384.6

**Решение краевых задач теории упругости приближенными энергетическими методами / Яппцев С. А., Полухина Н. В. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 55—59.— Рус.**

Большинство современных методов решения задач теории упругости основано на анализе уравнений в частных производных с заданными краевыми условиями. В статье предложен приближенный метод, позволяющий отказаться от такого анализа и существенно упрощающий расчеты. В основу метода положен способ оценки энергетического баланса упругой среды при ее заданной конфигурации, базирующейся на принципе возможных перемещений (при равновесии среды) или уравнения Лагранжа (при ее движении).

Приведены примеры применения энергетических методов для решения конкретных технических задач определения статических и динамических характеристик стенок рудничных вагонеток, упругой плиты — основания камнерезной машины и т. п. Показана высокая степень сходимости теоретических и экспериментальных результатов.

Рис. 2, библ. 4 назв.

УДК 669.018.25

**Аналитическое моделирование состояния породоразрушающих элементов бурового твердосплавного инструмента / Боярских Г. А. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 59—64.— Рус.**

Разработана математическая модель состояния вольфрамо-кобальтовых твердых сплавов при нагреве, основанная на численном решении нелинейных уравне-

ний теплопроводности и термоупругопластичности методом конечных элементов, в которых учитываются зависимости теплофизических и физико-механических свойств материалов фаз от температуры.

На основе математической модели создан пакет прикладных программ, позволяющий определять остаточное напряженно-деформированное состояние в твердом сплаве исходя из теплофизических, физико-механических свойств материалов фаз, а также металлографических параметров.

Рис. 1, табл. 1, библ. 6 назв.

УДК 621.01.539.1

**Вычислительные особенности определения усталостной долговечности деталей подъемно-транспортных и горных машин при нерегулярном нагружении / Казак С. А. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 64—66.— Рус.**

Приведен ряд замечаний и рекомендаций, которые могут быть использованы при выполнении расчетов, связанных с определением усталостной долговечности деталей в условиях нерегулярных нагрузений по имеющимся современным моделям.

Библ. 5 назв.

УДК 621.867.2 : 622

**К исследованию вынужденных поперечных колебаний конвейерных лент в нелинейной постановке / Коужушков Г. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 66—70.— Рус.**

Моделируется уравнение поперечных колебаний конвейерной ленты со слагаемым, выражющим новую неизвестную функцию. Дано решение с учетом изменения натяжения ленты во времени, на основании которого выполнено графическое исследование полученного уравнения, позволяющее найти амплитудные значения перемещения ленты при колебаниях.

Из рассматриваемой модели получено приближенное выражение, дающее возможность построить нелинейную амплитудно-частотную характеристику конвейерной ленты.

Рис. 3, библ. 2 назв.

УДК 622.612,621.867.52,622.232

**К расчету параметров колебаний карьерных перегрузочных систем на**

**основе вибрационной техники**  
Юдин А. В. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 70—81.— Рус.

Переносные и передвижные (самоходные) перегрузочные системы (ПС) при комбинированном транспорте, оснащенные вибрационными питателями-грохотами, могут быть представлены динамическими системами с одной, двумя и тремя степенями свободы с ограниченными опорными массами. Разработаны методики расчета и анализа двухмассовых диссиликативных и консервативных систем для переносных ПС, трехмассовых систем для передвижных и самоходных установок. Определены параметры опорных модулей ПС с мобильными свойствами производительностью от 500 до 2500 т/ч.

Рис. 5, табл. 3, библ. 6 назв.

УДК 621.867.52

**Исследование послеударного движения рабочего органа вибропитателя под воздействием импульсного нагружения / Юдин А. В., Мальцев В. А. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 81—86.— Рус.**

Вибрационные питатели-грохоты в составе перегрузочных систем комбинированного транспорта подвержены ударным нагрузкам при разгрузке автосамосвалов или экскаваторов. Нагружение вибромашин в теоретической модели может быть описано с помощью математического аппарата различных по виду импульсов силы. Проведено исследование нагрузления вибrosистемы различными импульсами. Доказано, что удар горной массы о рабочий орган вибропитателя наиболее полно описывается импульсом прямоугольной формы. Предложены рекомендации по определению параметров взаимодействия вибромашин с горной массой.

Рис. 2, библ. 3 назв.

УДК 621.879.34

**Измерение силы тяжести движущегося ковша драглайна в процессе экскавации / Замешин В. В. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.— 1993.— Вып. 4.— С. 86—89.— Рус.**

На основе анализа имеющихся разработок в области автоматизации процесса измерения силы тяжести ковша шагающего экскаватора получена математиче-

ская зависимость для расчета силы тяжести транспортируемого рабочего органа драглайна. Выполнена оценка достоверности предлагаемой зависимости, обеспечивающей косвенный учет величины центростремительной силы, действующей на ковш в процессе транспортных операций. Предложен вариант технической реализации устройства для измерения силы тяжести груженого ковша экскаватора-драглайна.

Рис. 2, табл. 1, библ. 7 назв.

УДК 622.725

Флотационные свойства оливина / Тарчевская И. Г. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 90—93. — Рус.

Изложены результаты флотационных опытов и изучения сорбции реагентов на поверхности оливина. Найдены зависимости извлечения его в пенные продукты от pH в присутствии катионного и анионного собирателей. Показан характер влияния солей металлов на флотируемость оливина. Отражена связь между изменением заряда поверхности минерала в средах с различными значениями pH и флотационными свойствами.

Рис. 3, библ. 5 назв.

УДК 622.765

Системный анализ и декомпозиция флотоклассификации / Морозов Ю. П. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 94—99. — Рус.

Предложена систематизация методов флотоклассификации на основе декомпозиционных схем. Выполнен анализ вариантов флотоклассификации, на основе которого выделены эффективные направления и рассмотрены практические примеры реализации процесса. Показано, что системный анализ является продуктивным методом синтеза комбинированных процессов, а флотоклассификация относится к перспективным направлениям в области обогащения полезных ископаемых.

Рис. 4, библ. 7 назв.

УДК 622.7.01

Состояние и перспективы совершенствования процессов обогащения минеральных шламовых частиц крупностью менее 0,071 мм / Тагиров Н. Т., Ехлакова Г. П., Конева С. Т., Назаров Д. И., Белокрылецкий В. И. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 99—105. — Рус.

Определены основные направления флотационного, гравитационного и магнитного методов обогащения для извлечения полезных минералов из тонких рудных шламов менее 0,071 мм.

Библ. 23 назв.

УДК 622.75/77

Исследование закономерностей гравитационного разделения в водной среде хромшипнилита и сопутствующих ему минералов / Ехлакова Г. П., Тагиров Н. Т., Назаров Д. И., Белокрылецкий В. И. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 3. — С. 105—115. — Рус.

На основе изучения скоростей свободного и стесненного падения в водной среде хромшипнилита и сопутствующих нерудных минералов, коэффициентов сопротивления и формы, чисел Рейнольдса научно обоснована шкала классификации класса 10—0 мм перед обогащением.

Рис. 2, табл. 4, библ. 4 назв.

УДК 622.771.3.001.57

Оптимизация конструктивных параметров барабанного фрикционного сепаратора / Цыпин Е. Ф., Потапов В. Я., Пелевин А. Е., Слесарев О. Ю., Умнова В. В. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 115—120. — Рус.

Приведены результаты экспериментов и оптимизации с использованием математических моделей конструктивных и режимных параметров фрикционного сепаратора.

Анализ полученных математических моделей процесса позволил выбрать следующие конструктивные и режимные параметры: диаметр барабана, длину разгонной плоскости, вид покрытия поверхности разделения, частоту вращения барабана, угол наклона поверхности.

Рис. 1, табл. 2.

УДК 622.7.017.2+658.516.

Разработка режима утилизации пылевого продукта электрофильтров / Чуя-

нов Г. Г. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 121—123. — Рис.

Приведены результаты исследований по грануляции пылевых продуктов электрофильтров, очищающих дымовые газы сушильных аппаратов. В качестве связующих использовались флотационные реагенты: карбоксиметилцеллюзоза, поликариламид, жидкое стекло, известковое молоко, а также синтетические водорастворимые отверждающие смолы КС-11, ФР-12 и пентаэритрит. Разработана схема и режимы грануляции, позволяющие получать пылевой продукт в виде гранул с последующей подачей на склад готовой продукции. Внедрение метода гранулирования пылевых продуктов позволяет снизить потери цветных металлов и повысить эффективность работы обезвоживающего оборудования.

Табл. 2.

УДК 622.778 : 622.34-52

Прогнозирование асбестообогатительных процессов по минимуму расстояния с введением весовых коэффициентов / Троп В. А., Санников А. А. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 124—125. — Рис.

Осуществлено прогнозирование процесса обогащения асбеста по методу минимума расстояния с введением весовых коэффициентов. Результаты прогноза показали достаточную эффективность метода. Это позволяет рекомендовать предложенную методику для широкого практического использования.

Табл. 2, библ. 1 назв.

УДК 622.755

Исследование методом имитационного моделирования эффективности различных каналов управления замкнутым циклом мокрого измельчения магнетитовых руд / Брагин В. Г., Рахимова А. В. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 125—138. — Рис.

Разработан комплекс уравнений имитационной модели замкнутого цикла измельчения магнетитовых руд. Адекватность имитационной модели реальному процессу убедительно подтверждена приведенными в работе материалами и анализом сравнительных данных.

Проведено исследование работы замкнутого цикла с помощью имитационной модели. Представленные графики и дан-

ные таблиц дают качественную и количественную картину влияния режимных и конструктивных параметров на технологические показатели работы цикла.

Определены эффективные каналы управления технологическим процессом, сделана оценка параметрической чувствительности по каждому каналу и даны рекомендации по практическому использованию того или иного управляющего воздействия.

Результаты работы использованы при разработке технологического задания на АСУ группой технологических секций Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного объединения.

Рис. 2, табл. 7, библ. 2 назв.

УДК 681.51 : 669.162

Комбинированный алгоритм управления процессом агломерации железорудного концентрата / Петров Ю. С., Боровков В. А., Головырин С. С., Исаков И. М. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 138—141. — Рис.

Приводится описание алгоритма управления процессом агломерации железорудного концентрата посредством дозирования компонентов шихты, включая возвратные продукты. Алгоритм сочетает управление по отклонению и периодический учет дрейфа характеристик управления объекта.

Рис. 3, библ. 2 назв.

УДК 622.24.05.055

Влияние ограничений на показатели процесса бурения геологоразведочных скважин / Ситников Н. Б. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 142—149. — Рис.

На основании теоретических исследований процесса бурения глубоких скважин показано влияние различного рода ограничений на возможность оптимизации того или иного показателя процесса бурения. Введено понятие идеального породоразрушающего инструмента и идеальных условий бурения глубоких скважин. Установлено, что при отсутствии ограничений (когда отрабатывается идеальный породоразрушающий инструмент в идеальных условиях) невозможно оптимизировать ни один из известных показателей процесса бурения; управление оптимально можно рассматривать как пересечение статической характеристики объ-

екта и ограничения по износу породо-разрушающего инструмента.

Библ. 3 назв.

УДК 621.829.323

**Оптимизация электромеханического преобразования энергии главными приводами мощного экскаватора-драглайна / Дружинин А. В., Бабенко А. Г., Полузадов В. Н. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 149—153. — Рус.**

Рассматривается задача согласованного управления приводами мощного экскаватора-драглайна в периоды выполнения транспортных операций. Сформулирована и решена задача оптимизации нелimitирующего привода по обобщенному критерию энергетической эффективности. Реализация предложенного принципа оптимизации движения нелimitирующего электропривода осуществляется путем адаптации к конкретным горно-технологическим условиям эксплуатации настроек параметров системы управления этим электроприводом. В качестве настроек параметров используются стопорный ток якорной цепи и максимальное значение скорости привода. Представлен алгоритм функционирования адаптивной системы и функциональные зависимости оптимальных настроек параметров от времени рассогласования и углов поворота для мощного экскаватора-драглайна с емкостью ковша 25 куб. м и длиной стрелы 100 м.

Рис. 2, библ. 5 назв.

УДК 621.829.329

**Влияние коммутационных ограничений на механические характеристики приводов мощных драглайнов / Полузадов В. Н., Дружинин А. В., Бабенко А. Г. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 153—156. — Рус.**

Рассмотрены два способа управления скоростью вращения привода мощного экскаватора-драглайна вверх от номинальной с помощью изменения напряжения якоря и магнитного потока. Проанализирована возможность реализации этих способов управления с учетом ограничений по длительному коммутационному нарушению. Предложен комбинированный способ регулирования скорости: от нуля до номинальной путем изменения напряжения якоря, а выше номинальной путем ослабления магнитного потока.

Рис. 1, библ. 4 назв.

УДК 622.7—52

**Проект интерактивной интегрированной системы контроля, диагностики и управления / Бабенко А. Г. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 156—162. — Рус.**

Идея разрабатываемого проекта состоит в переносе технологии интегрированных систем из сферы делопроизводства в сферу контроля (диагностики и управления) технологическими и техническими процессами. Цель проекта заключается в создании комплекса взаимосвязанных программных средств, реализующих единую концепцию промышленной интегрированной ИС. Такая система должна отличаться интерактивностью, средо- и объектно-ориентированным характером программирования, наличием эффективных средств связи с физическим миром, работой в реальном времени и наличием развитого графического интерфейса.

Описаны основные элементы интегрированной системы и их свойства.

Рис. 2, библ. 3 назв.

УДК 621.829.323

**Электронная таблица реального времени интегрированной интерактивной системы контроля, диагностики и управления / Дружинин А. В. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 163—165. — Рус.**

Приведена идеология построения электронной таблицы реального времени в качестве составной части интегрированной интерактивной системы контроля, диагностики и управления.

Рис. 1, библ. 2 назв.

УДК 622.233

**Графический интерфейс интегрированной интерактивной системы контроля и диагностики горных машин / Матвеев В. В. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика. — 1993. — Вып. 4. — С. 166—169. — Рус.**

В рамках проекта «Интерактивная интегрированная информационная система горного оборудования» на кафедре автоматизации производственных процессов УГИ ведутся работы по созданию средств разработки и использования графического интерфейса промышленных информационных систем (ИС) различно-

го назначения. Графический интерфейс является частью интерактивной интегрированной системы контроля (диагностики и управления) и предназначается для создания графического пользовательского интерфейса прикладной ИС.

В статье рассмотрена структура графического интерфейса разработчика прикладной ИС и структура пользовательского графического интерфейса. Описан действующий макет ИС контроля работы бурового станка.

Рис. 1, библ. 3 назв.

УДК 622.271.5

**Разработка и внедрение микропроцессорной системы управления добычным комплексом драги**/Багаутинов Г. Г., Багаутинов Г. А., Степанова Г. Ф. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.—1993.—Вып. 4.—С. 169—172.—Рус.

В системе изложены основные принципы построения системы автоматизированного управления добычным комплексом драги на основе микро-ЭВМ «Электроника МС 2702». Приводится краткое обоснование выбранной микро-ЭВМ. Рас-

смотрена структура аппаратного и программного обеспечения. Приведены основные показатели системы.

Рис. 3, библ. 6 назв.

УДК 622.271.5 : 622.016.6.001.124

**Сравнительный анализ структур регулятора разгона механизма бокового перемещения драги**/Багаутинов Г. Г., Исрапилов Р. Б., Багаутинов Г. А. // Известия Уральского горного института. Сер.: Горная электромеханика.—1993.—Вып. 4.—С. 173—178.—Рус.

Проводится сравнительный анализ различных структур регулятора разгона системы механизма бокового перемещения драги, влияющих на продолжительность переходного процесса из одного состояния системы в другое. Получены аналитические выражения скорости бокового перемещения в зависимости от структуры регулятора разгона, описываемой ступенчатыми, непрерывными кусочно-линейными и гладкими функциями, а также оценки продолжительности переходного процесса, соответствующего этим функциям.

Рис. 3.

## ABSTRACTS

UDC 622.73

**Mathematical Models of Technical Systems «Crushing Chambers of KMD Crushers», «Operating Process of KMD Crushers» / M aslennikov V. A. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993. Issue 4.— p. 9—49.— Russian.**

Interconnections of physical properties and physical-mechanical characteristics of rocks are considered with kinematic and geometrical parameters of working units of a cone crusher for grinding.

Fig. 18, Tabl. 2.

UDC 622.73

**Connection of a Profile of KKD Grinding Chamber with Characteristics of its Operating Process / Timoshin L. R. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.— Issue 4.— p. 49—51.— Russian.**

Profile interconnections of a grinding chamber of KKD cone crushers are described with characteristics of rocks crushing by methods «lump against armour» and «lump against lump».

Ref. 2.

UDC 622.864 : 519.3

**Mathematical Modelling of Dynamic Processes in Testing of a Safety Belt / Lyaptsev S. A., Mazein O. P. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.— Issue 4.— p. 51—55.— Russian.**

The results of theoretical investigations are presented which show on a mathematical model the process of dynamic loading of a safety belt halyard which is intended for protection of those who work at large depths and heights. Three variants of mathematical model has been worked over corresponding to different kinds of calculations precision. The analysis of these variants has been made from the point of view of the reflection adequacy of a real loading process. For various initial data the calculated

values of peak loads on halyard have been obtained on personal computers. Recommendations have been given on rational manner of halyards fastening to safety belts.

Fig. 2, Tabl. 1, Ref. 2.

UDC 539.384.6

**The Solution of Marginal Problems of Elastic Theory by Approximate Energy Methods / Lyaptsev S. A., Polukhin N. V. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.— Issue 4.— p. 55—59.— Russian.**

The majority of modern methods of problems solution of theory of elasticity is based on the analysis of equations in quotient derivatives with given marginal conditions. The approximate method is suggested in the article which enables to refuse from such analysis and make calculations more simple. The method is based on a manner of evaluation of energy balance of elastic media with the given configuration and possible displacements (balanced media) or Lagranzh equation (media in movement).

Examples are given of energy methods usage for solution of concrete technical problems in determining of static and dynamic characteristics of mine cars sides, elastic plate-base ment of a stone cutting machine and the like. High degree of convergence of theoretical and experimental results is shown.

Fig. 2, Ref. 4.

UDC 669.018.25

**Analytical State Modelling of Rocks Crushing Drilling Hard Alloyed Instrument / Boyarskikh G. A. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.— Issue 4.— p. 59—64.— Russian.**

Mathematical model has been worked out of tungsten-cobalt hard alloys state when heated. The method is based on numerical solution of non-linear equations of thermal conductivity and thermal elasticity by a method of finite elements in which the dependence of thermal physical and physical-mechanical properties of phase materials from temperature is taken into consideration.

Application package based on this mathematical model enables to determine residual tense-deformation state in hard alloy proceeding from thermal physical, physical-mechanical properties of phase materials and also metallographic parameters.

Fig. 1, Tabl. 1, Ref. 6.

UDC 621.01.539.1

**Calculation Peculiarities of Determination of Weariness Durability of Parts of Lifting-Transport and Mining Machines with Irregular Loading / Kozak S. A. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 64—66.—Russian.**

A number of remarks and recommendations is given which may be used in calculations accomplishment connected with determination of parts weariness durability in conditions of irregular loading with the help of modern models. Ref. 5.

UDC 621.867.2 : 622

**On the Investigation of Forced Lateral Vibrations of Conveyer Belts in Non-linear Form / Kozhushko G. G. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 66—70.—Russian.**

The equation of lateral vibrations of conveyer belts with a component expressing new unknown function is modelled. The solution is given accounting the belt tension in time on the basis of which the graphical examination of obtained equation was made which permits to find amplitude values of the belt movement in vibration.

From the considered model an approximate expression has been received which enables to construct a non-linear amplitude-frequency characteristics of a conveyer belt.

Fig. 3, Ref. 2.

UDC 622.612.621.867.52.622.232

**On the Calculation of Variations Parameters of Quarry Overloading Systems on the Basis of Vibration Machinery / Yudin A. V. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 70—81.—Russian.**

Portable and movable (self-propelled) overloading systems (OS) with combined transport and equipped with vibration feeders-screens may be presented by dynamic systems with one, two and three degrees of freedom and with limited supported masses. Methods are worked out of calculation and analysis of two-mass dissipative and conservative systems for portable OS, three-mass systems for movable and self-propelled installations. Parameters are determined of supporting modules of SO with mobile properties and productivity from 500 up to 2500 t/h.

Fig. 5, Tabl. 3, Ref. 6.

UDC 621.867.52

**Investigation of Aftershock Movement of a Vibro-feeder Working Unit under the Influence of Impulse Loading / Yudin A. V., Maltsev V. A. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 81—86.—Russian.**

Vibration feeders-screens in the system of loading-unloading combined transport are subjected to shock loads in unloading of trucks and excavators. Vibromachines load in a theoretical model may be described with the help of mathematical apparatus of different force impulses. The investigation has been made of vibrosystems load by various impulses. It has been proved that rock mass shock against a working unit of a vibrofeeder is more completely described by an impulse having a rectangular form. Recommendations are suggested on determination of interrelation parameters of vibromachines with rock masses.

Fig. 2, Ref. 3.

UDC 621.879.34

**Gravity Measurements of a Dragline Operating Bucket in the Process of Excavation / Zameshin V. V. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 86—89.—Russian.**

For the gravity measurements of a transported dragline working unit a mathematical dependence has been obtained on the basis of available elaborations analysis in the sphere of a process of automatization of force gravity measurement of a walking excavator bucket. Evaluation of reliability of the suggested dependence has been made with indirect account of centripetal force

affecting the bucket in transport operations.

Fig. 2, Tabl. 1, Ref. 7.

UDC 622.725

**Flotation Properties of Olivine /**  
Tarchevskaja I. G. // Izvestiya of  
the Urals School of Mines. Ser.: Mining  
Electromechanics. — 1993. — Issue 4. —  
p. 90—93. — Russian.

The author presents the results of flotation tests and investigation of reagents sorption on olivine surface. The dependence was found of its extraction into froth products from pH in cations and anions collectors presence. The character of influence of metals salts on olivine floatability is shown. The relation between charges changes of minerals surface in sections with different values of pH and floatation properties is reflected.

Fig. 3, Ref. 5.

UDC 622.765

**System Analysis and Decomposition  
of Flotoclassification /**Morozov Yu. P. //  
Izvestiya of the Urals School of Mines.  
Ser.: Mining Electromechanics. — 1993. —  
Issue 4. — p. 94—99. — Russian.

Systematization of flotoclassification methods on the basis of decomposition schemes has been suggested. The analysis of flotoclassification methods has been made on the basis of which effective directions have been distinguished and practical examples of the process realization have been considered. It is shown that the system analysis is a productive method of combined processes synthesis and flotoclassification is classified as a promising direction in the sphere of mineral dressing.

Fig. 4, Ref. 7.

UDC 622.7.01

**The State and Perspectiveness of  
Processes Improvement of Mineral Slime  
Particles with the Grain Size Less than  
0.071 mm /**Tagirov N. T., Ekhla-  
kova G. P., Koneva S. T., Nazarov D. I., Belokrylets V. I. //  
Izvestiya of the Urals School of Mines.  
Ser.: Mining Electromechanics. — 1993. —  
Issue. — p. 99—105. — Russian.

The main directions are determined of floatation, gravitational and magnetic

methods of mineral dressing for the extraction of useful components from fine ore slimes less than 0.071 mm.

Ref. 23.

UDC 622.75/77

**Investigation of Regularities of Gravita-  
tional Separation in Water Media of  
Chromespinelide and Accompanying Mi-  
nerals /**Ekhla kova G. P., Tagi-  
rov N. T., Nazarov D. I., Belokry-  
lets V. I. // Izvestiya of the Urals  
School of Mints. Ser.: Mining Electro-  
mechanics. — 1993. — Issue 4. — p. 105—  
115. — Russian.

The classification scale of classes 10—0 mm before mineral dressing was scientifically well founded on the basis of examination of velocities of free and cramped fall in water media of chromespinelida and accompanying non-metallic minerals, coefficients of resistance and forms and Reinolds numbers.

Fig. 2, Tabl. 4, Ref. 4.

UDC 622.771.3.001.57

**Optimization of Design Parameters  
of a Drum Friction Separator Model /**Tsy-  
pin Ye. F., Potapov V. Va., Pelevin A. Ye., Slesarev O. Yu., Um-  
nova V. V. // Izvestiya of the Urals  
School of Mines. Ser.: Mining Electro-  
mechanics. — 1993. — Issue. p. 115—120.—  
Russian.

The results are presented of experiments and optimization of design parameters and regime parameters of friction separators with the use of mathematical models.

The analysis of obtained mathematical models of the process enabled to choose the following design and regime parameters: drum diameter, length of starting acceleration surface, cover type of separation surfaces, frequency of drum revolutions, dip angle of surfaces.

Fig. 1, Tab 1. 2.

UDC 622.7.017.2+658.516

**Elaboration of a Regime of Dust  
Product Utilization of Electric Filters /**Chuyanov G. G. // Izvestiya of the  
Urals School of Mines. Ser.: Mining  
Electromechanics. — 1993. — Issue 4. —  
p. 121—123. — Russian.

Results of investigations are given on granulation of dust products of elec-

tric filters, clearing of smoke gases of dryers. Floatation reagents were used as binders: carboxymethylcellulose, polyacrylamide, liquid glass, lime milk and also synthetic water-soluble hardening resins KS-11, FR-12 and penthaeritrite. The scheme and regimes of granulation were elaborated enabling to receive a dust product in granules with the following transportation to the storehouse. The introduction of granulation method of dust products permits to decrease losses of non-ferrous metals and to increase the efficiency of work of dewatering equipment.

Tabl. 2.

UDC 622.778 : 622.34—52

**Forecasting of Asbestos Concentration Processes on Minimum Distance with Application of Weight Coefficients / Trop V. A., Sannikov A. A. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 124—125.—Russian.**

Forecasting has been carried out of asbestos concentration processes using the method of distance with application of weight coefficients. Results of the forecast showed sufficient efficiency of the method. It allows to recommend the suggested method for wide practical application.

Tabl. 2, Ref. 1.

UDC 622.755

**Investigation of Different Channel Efficiency of a Closed Cycle Control of Wet Grinding of Magnetite Ores by a Method of Imitation Modelling / Bragin V. G., Rakhimov A. V. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 125—138.—Russian.**

The complex of equations is worked out of an imitation model of a closed cycle of grinding of magnetite ores. The adequacy of the imitation model to a real process is seriously confirmed by materials and analysis of comparative data available in the work.

The investigation has been carried out of the work of a closed cycle with the help of an imitation model. Presented graphics and tables data give quantitative and qualitative picture of regime and design parameters which influence the technological indices of the cycle work.

Effective channels are determined of technological process monitoring, estima-

tion of a parameter susceptibility is made on each channel and recommendations are given on practical application of this or that monitoring effect.

The results of the work have been used in elaboration of a technological task for Automatic System of Control by a group of technological sectors of Sokolovsko-Sarbaiskiy Concentration Association.

Fig. 2, Tabl. 7, Ref. 2.

UDC 681.51 : 669.162

**Combined Algorithm of Control of an Iron-Ore Concentrate Agglomeration Process / Petrov Yu. S., Borovkov V. A., Golovyrin S. S., Iskakov I. M. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 138—141.—Russian.**

The description is given of an algorithm of a control of an iron ore concentrate agglomeration process by means of dosing of mixtures components including recycled products. The algorithm combines a control on deviation and periodic registration of characteristics drift of the object of control.

Fig. 3, Ref. 2.

UDC 622.24.05.055

**The Influence of Limitations on Indices of Drilling Processes of Prospecting Bore Holes / Sitnikov N. B. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 142—149.—Russian.**

On the basis of theoretical investigations of boring processes of deep bore holes the influence of different kinds of limitations on possibility of optimization of this or that index in drilling process is shown. The concept of ideal rock crushing instruments and ideal conditions of deep bore holes drilling is introduced. It is established that when there are no limitations (when an ideal rock crushing instrument works in ideal conditions) it is impossible to optimize none of the known indices of drilling process; optimum balance may be considered as the cross of static characteristics of the object and limitations on the weariness of a rock crushing instrument.

Ref. 3.

UDC 621.829.323

**Optimization of Electric-Mechanical Transformation of Energy by Main Dri-**

**ves of a Powerful Excavator-Dragline /** Druzhinin A. V., Babenko A. G., Poluzadov V. N. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 149—153.—Russian.

The article considers tasks of coordinated drives monitoring of a powerful excavator-dragline in the process of transport operations. The task has been formulated and solved on optimization of non-limiting drive according to generalized criterium of energy efficiency. Realization of the suggested principle of optimization of a non-limiting electric drive movement is carried out by adaptation to concrete mining-technological conditions of setting parameters exploitation of electric drive control system. Stopper current of anchor circuit and maximum value of electric drive velocity are used as setting parameters. The algorithm of adaptive system functioning is presented and also functional dependence of optimal setting parameters on misalignment time and slewing angles.

Fig. 3, Ref. 5.

UDC 621.829.329

**The Influence of Commutation Limitations on Mechanical Characteristics of Powerful Draglines Drives /** Poluzadov V. N., Druzhinin A. V., Babenko A. G. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 153—156.—Russian.

The authors consider two methods of velocity control of a drive rotation of a powerful excavator-dragline up from nominal with the help of changes in anchor tension and magnetic flux. The possibility has been analyzed on realization of these means of control accounting limitations on long commutation disturbance. A combined method of velocity regulation has been suggested: from zero till nominal by means of changes of anchor tension and above nominal by means of a magnetic flux decrease.

Fig. 1, Ref. 4.

UDC 622.7—52

**Project on Interactive Integrated System of Control, Diagnostics and Monitoring /** Babenko A. G. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 156—162.—Russian.

The idea of a developed project includes the transfer of integrated systems technology from office-works sphere into the sphere of technical and technological processes control (diagnostics and monitoring). The aim of the project is to develop a complex of interconnected software realizing the concept of industrial integrated IS. Such system must be distinguished by interactivity media-and object oriented character of programming, availability of effective means of communication with physical world operation in real time and availability of a developed graphical interface.

The main elements of integrated system and their properties are described.

Fig. 2, Ref. 3.

UDC 621.829.323

**Real Time Electronic Table of Integrated Interactive System of Control, Diagnostics and Monitoring /** Druzhinin A. V. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 163—165.—Russian.

The ideology of an electronic table construction of real time is presented as a component of interactive system of control, diagnostics and monitoring.

Fig. 1, Ref. 2.

UDC 622.233

**Graphical Interface of Integrated Interactive System of Control and Diagnostics of Mining Machines /** Matveyev V. V. // Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.—p. 166—169.—Russian.

In the framework of project «Interactive Integrated Information System of Mining Equipment» at the chair of automation of production processes of the Urals Mining Institute the works are carried out on elaboration and application of means of graphical interface of industrial information system (IS) for different purposes. The graphical interface is a part of interactive integrated control system (diagnostics and monitoring) and is designed for the development of graphical interface of applied IS for users.

The structure of a graphical interface of applied IS designer and the structure of a graphical interface for users is considered in the article. The operating model of IS control of a drilling rig operation is described.

Fig. 1, Ref. 3.

UDC 622.271.5

**Elaboration and Introduction of Microprocessor System of Software Control of a Dredge Mining Complex**/ Bagautinov G. G., Bagautinov G. A., Israpilov R. B.// Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.—Issue 4.— p. 169—172.— Russian.

The authors speak about the main principles of construction of a system of automated control of a dredge mining complex on the basis of micro-ECM «Electronika MC 2702». Brief grounds of selected micro-ECM are given. The structure of hardware and software is considered. The main properties of the system are presented.

Fig. 3, Ref. 6.

UDC 622.271.5 : 622.016.6.001.124

**Comparative Analysis of a Regulator Structure of Mechanism Acceleration of**

**Dredges Lateral Movement**/ Bagautinov G. G., Bagautinov G. A., Israpilov R. B.// Izvestiya of the Urals School of Mines. Ser.: Mining Electromechanics.—1993.— Issue 4.— p. 173—178.— Russian.

Comparative analysis of a regulator different structures of mechanism acceleration of dredges lateral movement is given which influences the length of transitional processes from one state of the system into another. Analytical expressions have been obtained of lateral movement velocity depending on the structure of acceleration regulator which is described in steps by continuous bit-linear and smooth functions. The expression depend also on the length evaluation of transitional processes corresponding to that functions.

Fig. 3.

\* Перевод на англ. язык Н. А. Удачиной.

Заявки направлять по адресу:  
620219, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30  
Уральский горный институт, редакционно-издательский сектор

Редактор *Л. В. Устьянцева*  
Корректор *В. В. Баклаева*

ЛР 020256 от 10.10.91 г.  
Сдано в набор 17.08.93. Подписано в печать 28.12.93. Формат 70×108<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага  
типа № 2. Печать высокая. Печ. л. 12,0. Усл. печ. л. 16,8. Тираж 300 экз. Заказ № 281.

---

Редакционно-издательский сектор  
620219, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30  
ИПП «Уральский рабочий»  
620219, Екатеринбург, ул. Тургенева, 13