

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ

ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА

✻ 4 (13)
2003

2000 жылдан бастап шығарылады
Мерзімділігі жылына 4 рет

Издается с 2000 года
Периодичность 4 раза в год

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

МЕНШІК ИЕСІ

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

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

СОБСТВЕННИК

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

Главный редактор

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

Редакционный совет

Пивень Г.Г.	<i>ректор, академик МАН ВШ, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф. (председатель)</i>
Акимбеков А.К.	<i>проректор по научной работе и международным связям, д-р техн. наук, проф. (зам. председателя)</i>
Исагулов А.З.	<i>зав. кафедрой машин, технологии литейного производства и конструкционных материалов, академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф. (ответственный редактор)</i>
Ахметжанов Б.А.	<i>зав. кафедрой экономики предприятия, д-р экон. наук, проф.</i>
Бакиров Ж.Б.	<i>зав. кафедрой прикладной механики, д-р техн. наук, проф.</i>
Брейдо И.В.	<i>зав. кафедрой автоматизации производственных процессов, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.</i>
Гращенко Н.Ф.	<i>профессор кафедры рудничной аэрологии и охраны труда, академик МАН ЭБ, д-р техн. наук</i>
Ермеков М.А.	<i>профессор кафедры геофизики и геологии, чл.-кор. НАН РК, д-р геол.-минер. наук</i>
Жадрасинов Н.Т.	<i>профессор кафедры прикладной механики, академик МАИН, чл.-кор. ИА РК, д-р техн. наук</i>
Жумасултанов А.Ж.	<i>профессор кафедры социально-гуманитарных дисциплин, д-р ист. наук</i>
Кашиков Ш.К.	<i>профессор кафедры экономической теории, академик МЭАЕ, чл.-кор. АСН РК, д-р экон. наук</i>
Квон С.С.	<i>профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, д-р техн. наук</i>
Климов Ю.И.	<i>зав. кафедрой горных машин и оборудования, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.</i>
Колесникова Л.И.	<i>зав. кафедрой экономической теории, канд. экон. наук, доц.</i>
Малыбаев С.К.	<i>зав. кафедрой промышленного транспорта, д-р техн. наук, проф.</i>
Низаметдинов Ф.К.	<i>зав. кафедрой маркшейдерского дела и геодезии, д-р техн. наук, проф.</i>
Нургужин М.Р.	<i>первый проректор, академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф.</i>
Пак Ю.Н.	<i>проректор по учебно-методической работе, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф.</i>
Палев П.П.	<i>профессор кафедры теоретической механики и сопротивления материалов, д-р техн. наук</i>
Сагинов А.С.	<i>академик НАН РК, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф.</i>
Сагинтаев С.С.	<i>зав. кафедрой высшей математики, чл.-кор. МАИН, канд. техн. наук, проф.</i>
Смирнов Ю.М.	<i>зав. кафедрой физики, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.</i>

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗДЕЛ 1. ГОРНОЕ ДЕЛО	5
СУДАРИКОВ А.Е., БАЙКЕНЖИН М.А., БАЙМУЛЬДИН М.К. Устойчивость горных выработок в крепких трещиноватых породах	5
КВОН С.С., РООТ Э.Г., ДЕМИН В.Ф., НЕМОВА Н.А. Структура методического подхода к выбору оптимальных технологических схем очистной выемки	6
БОЧЕНИН Ю.В., РОЖКОВ В.В., САТАРОВ С.С., ОНГАРБАЕВ М.З. Классификация недропользования при разведке и добыче углеводородного сырья	8
МАГРЕТОВА Л.И., ПОРТНОВ В.С. Магматизм и металлогения северной части Бозшаколь-Чингизской островной дуги в раннем палеозое (Центральный Казахстан)	10
РАЗДЕЛ 2. МАШИНОСТРОЕНИЕ. МЕТАЛЛУРГИЯ	13
БОЯРСКИЙ В.Г. Технологическая оснастка для групповой обработки	13
ЧУРИКОВ А.П. Технология диффузионной сварки в вакууме пластин магнитострикционного привода малых перемещений узлов станка	17
ИСАГУЛОВ А.З., КАНУННИКОВА С.Г., КУЛИКОВ В.Ю., СОГРИНА О.С., ЯКОВЛЕВ В.В. Способы интенсификации ваграночного процесса	19
ЖУКЕБАЕВА Т.Ж., КАНУННИКОВА С.Г. Исследование условий поверхностного модифицирования и легирования отливок из серого чугуна в литейной форме	21
ЧЕКИМБАЕВ А.Ф., БАЙСАНОВ С.О., ТОЛЫМБЕКОВ М.Ж., АХМЕТОВ А.Б., АМУРГАЛИНОВ Б.А., ЖАРМЕНОВ А.А. Теоретические и технологические исследования по разработке технологии и освоению производства ферросиликоалюминия	24
БАЛБЕКОВА Б.К. Исследование влияния добавок на процесс кислотного выщелачивания труднообогатимого редкоземельного сырья	28
ТОГАЙБАЕВ И.У. Предпосылки повышения долговечности бетэловых электронагревателей	31
РАЗДЕЛ 3. ТРАНСПОРТ. АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ	34
ПОПОВИЧЕНКО Р.М., РЫЖКОВ Э.Н., ИБАТОВ М.К., САГИНТАЕВ Н.Т. Теоретические предпосылки получения кипящего слоя катализатора в системах нейтрализации отработавших газов дизельных двигателей	34
БИТТИБАЕВ С.М., КАНГОЖИН Б.Р. Плазменная резка рельса	37
ТУСУПБЕКОВ Б. Математическая модель изменения температуры металла для автоматизированного управления конвертерной плавкой	39
АЙТЧАНОВ Б.Х. Структурный синтез частотно-импульсных систем управления с запаздыванием	40
СЫЗДЫКОВ Д.Ж., ХАСЕНОВА Г.И. Функции качества и оптимальная коррекция в управлении многостадийными технологическими процессами	44
РАЗДЕЛ 4. СТРОИТЕЛЬСТВО	46
БАЙДЖАНОВ Д.О., РАХИМОВ М.А., САРСЕМБАЕВА А.О. К вопросу структурообразования экструзионного бетона	46
УТЕНОВ Е.С., ПОПОВ В.Н. Определение допустимого расстояния между соседними фундаментами при строительстве в условиях существующей застройки	47
ТОГАЙБАЕВ И.У., СЕРДЮК В.Р. Расширение спектра электрофизических свойств цементных бетонов	50
РАЗДЕЛ 5. ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ. ЭКОЛОГИЯ	54
АКИМБЕКОВ А.К., ХАРЬКОВСКИЙ В.С., ПЛОТНИКОВ В.М., ВЕДЯШКИН А.С., МАХОВА Ю.А., ХАРЬКОВСКИЙ С.В. Особенности затопления отработанного массива угольных шахт	54
САТТАРОВА Г.С. Статистический анализ травматизма на шахтах Карагандинского угольного бассейна	58
КОЖАХМЕТОВ Б.Т. Исследование очистки сточных вод от нефтепродуктов и математическая обработка полученных результатов	61

КОЖАХМЕТОВ Б.Т. Способ очистки сточных вод от нефтепродуктов	63
РАЗДЕЛ 6. МЕХАНИКА. ПРИКЛАДНАЯ МАТЕМАТИКА	66
НУРГУЖИН М.Р., ДАНЕНОВА Г.Т. Расчетные формулы для оценки параметров механики разрушения.....	66
ИМАНБАЕВА Л.Х. Новый способ исследования вращательных движений тела переменного состава	69
ЖАДРАСИНОВ Н.Т. Векторная форма теоремы Бетти и дискретизация граничных интегралов методом криволинейных сеток	72
САДЫКБЕК Т.А., ТАНАГУЗОВ Б.Т. Методика расчета уравнений неустойчивого движения жидкости в напорных системах трубопровода	75
КУРБАНОВ К.Р., ЮРОВ В.М., КУКЕТАЕВ Т.А., СИДОРЕНЯ Ю.С. Экситоны и экситонные процессы в слоистых кристаллах.....	78
АЛИМОВА Б.Ш., АУБАКИРОВ Т.У. О множествах единственности для рядов по обобщенной системе Фабера-Шаудера.....	79
КУЗЕМБАЕВ С.Б., АХМЕТОВА С.С. Моделирование импульсного уплотнения форм.....	82
РАЗДЕЛ 7. ЭКОНОМИКА	84
АХМЕТЖАНОВ Б.А., НАДЫРОВ А.Ф. Экономическая оценка эффективности инвестиций в условиях рынка	84
АУБАКИРОВА Г.М. Особенности создания добавленной стоимости промышленными предприятиями Карагандинской области.....	86
СИХИМБАЕВА Д.Р. Экономический механизм охраны окружающей среды на современном этапе.....	91
АЛИМБАЕВ А.А., ТОГАЙБАЕВА Л.И. Социальные проблемы занятости в условиях трансформации экономики Республики Казахстан	93
РЕЗЮМЕ	96

УДК 622.831.3

А.Е. СУДАРИКОВ
М.А. БАЙКЕНЖИН
М.К. БАЙМУЛЬДИН

Устойчивость горных выработок в крепких трещиноватых породах

Особенностью массива прочных горных пород является хорошая устойчивость выработки даже при значительной глубине ее залегания. Однако имеющаяся трещиноватость горных пород значительно ослабляет приконтурный массив. Это связано с тем, что имеющиеся в массиве трещины, как правило, заполнены слабым материалом, который плохо сопротивляется как разрыву, так и сдвигу. Данное свойство во многом предопределяет образование вывалов в кровле и боках выработки.

Задача определения зоны возможных вывалов аналогична задаче определения зоны неупругих деформаций в массиве с плоскостями ослабления прочности. При решении задач по определению устойчивости горных выработок, даже в весьма крепких породах, не всегда применимы методы расчета на основе упругих моделей, в которых не представляется возможным учитывать неоднородность массива и его возможную трещиноватость. Только в редких случаях массив горных пород можно считать однородным и не имеющим трещин. Более точные результаты получаются при решении упруго-пластических задач.

В качестве примера рассмотрена задача прогнозирования устойчивости подготовительных выработок, пройденных по весьма устойчивым породам с крепостью $f=10$ по шкале М.М. Протодяконова. Данный массив ослаблен двумя системами трещин, имеющих наклон 45 и 80 градусов к горизонту. Зоны возможных вывалообразования

найжены путем численного моделирования. При отсутствии систем трещин при уровне действующих напряжений, соответствующих глубине 300-400м, зоны разрушения вокруг контура выработки не образуются и выработку можно считать устойчивой без применения любого вида крепи.

При построении возможных вывалов оценка прочности элемента породного массива вначале производится для каждого направления трещин. Если обозначить направления одного вида трещин как i , а перпендикулярное к нему j , то условия разрушения по трещине имеют вид:

$$\left(\frac{\sigma_i - \sigma_j}{2} \right)^2 + \tau_{ij}^2 \geq \left(\frac{\sigma_i - \sigma_j}{2} + K \operatorname{ctg} \varphi \right)^2 \sin^2 \varphi,$$

$$\gamma h(1 - 2\nu) + (1 + \nu^2)\sigma_j^a - \nu(1 + \nu)\sigma_i^a \geq \sigma_p,$$

где σ_i σ_j τ_{ij} — соответственно нормальные и касательные напряжения в направлении трещин;
 σ_i^a , σ_j^a — дополнительные напряжения, вызванные проведением выработки;
 K — сцепление пород;
 φ — угол внутреннего трения;
 ν — коэффициент Пуассона;
 γ — объемный вес пород;
 h — глубина расположения выработки.

Выполнение хотя бы одного из данных условий фиксирует разрушение элемента. Если ни по одному из направлений трещин разрушения не происходит, то

осуществляется оценка прочности самого массива по условиям сопоставления предела прочности на растяжение, сцепления и угла внутреннего трения с уровнем действующих напряжений в массиве, который определяется в зависимости от глубины расположения выработки и объемного веса пород.

На основании расчетов строится зона разрушения вокруг исследуемой выработки. Как правило, вывалы не происходят на участках в кровле выработки и выше плоскостей сползания в боках. Плоскости сползания расположены под углом 60° к горизонту при угле внутреннего трения пород равном 30° .

При численном моделировании рассматривались две выработки шириной 3 и 6 метров. Зона разрушения как первой, так и второй выработки имеет форму вытянутую вдоль трещиноватости под углом примерно 45° , причем в левой части кровли выработки и правом ее боку. Правая часть кровли выработки практически зоны разрушения не имеет, т.е. зона разрушения в этом случае носит локальный характер, зависящий от направления трещиноватости горных пород. С увеличением ширины выработки в два раза зона разрушения в кровле также увеличилась примерно в два раза, зона разрушения в боках осталась примерно одинаковой.

Для предотвращения вывалообразования выработку необходимо крепить ограждающей крепью. Поскольку зоны разрушения вокруг выработки носят локальный характер, целесообразно взамен сплошных (набрызг-бетон) или рамных облегченных крепей применить анкерную крепь с металлической сеткой-затяжкой.

Выбор типа и длины анкера во многом зависит от четкого определения размеров и местоположения зоны возможных разрушений контура горной выработки. Длина анкера замкового типа должна обеспечивать закрепление замка за пределами возможного вывала, тем самым предотвращая его.

В нашем случае длина анкера в кровле должна быть не менее 2,8 м в выработке шириной 6 метров и 1,5 — в кровле выработки шириной 3 м. Бока для выработок шириной 6 и 3 метра должны быть закреплены анкерами длиной не менее 1,5 метров.

Изложенный подход может быть использован при проектировании параметров анкерной крепи при сооружении выработок в крепких трещиноватых породах. Обоснование оптимальной длины, количества и мест расположения анкеров позволит существенно сократить расходы на крепление и повысить безопасность эксплуатации выработок.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Колоколов С.Б. Влияние прочностной анизотропии массива на проявления горного давления в горизонтальной горной выработке // Горное давление в очистных и подготовительных выработках. Новосибирск, 1989. С. 34-38.
2. Судариков А.Е. Устойчивость выработок, расположенных в обрушенных и уплотненных породах // Вопросы горного давления и охраны горных выработок: Сб. науч. тр. / КарПТИ. Караганда, 1990. С. 64-68.

УДК 658.512.22.011.56

С.С. КВОН
Э.Г. РООТ
В.Ф. ДЕМИН
Н.А. НЕМОВА

Структура методического подхода к выбору оптимальных технологических схем очистной выемки

Технологические схемы очистных работ являются подсистемами структуры более высокой сложности — шахты. Они включают функциональные звенья, в которых могут выполняться отдельные технологические процессы.

Под оптимальной технологической схемой понимается сочетание процессов подсистемы, обуславливающих минимальные трудовые и материальные затраты на их функционирование. Учитывая сложность данной задачи, рекомендуются следующие этапы по формированию вариантов технологических схем и выбору из них оптимального.

Первый этап: разделение подсистемы на элементы. В соответствии с поставленной задачей общая последовательность формирования множества первоначально возможных, а затем рациональных вариантов технологических схем очистных работ состоит в следующем. В подсистеме определяется набор комплектующих элементов. Разрабатывается структурная модель вариантов, учитывающая совместимость отдельных элементов внутри вариантов. Выявляются области применения элементов и разрабатываются критерии

эффективности отдельных элементов технологических схем. Это можно представить следующим образом. В совокупности элементов $X_{1,\theta}, X_{2,\theta}, \dots, X_{n,\theta}$, со связями $x_{(n-1,n)}$ ($\theta = 1, 2, 3, \dots$ — индекс подсистемы) выполняется ряд технологических функций (процессов): $T_{1,c}, T_{2,c}, \dots, T_{m-1,c}, T_{m,c}, \dots$ (c — индекс процессов).

Для создания математической модели с учетом каждого из элементов ($X_{n,\theta}$) по специально выбранным локальным критериям (F_i) составляется функция цели ($J_{t,p}$), имеющая вид:

$$D_i = \sum_n \eta_{n_i} \cdot \hat{E}_n \rightarrow \min_{i=1, \dots, n}$$

где P_i — комплексный (глобальный) критерий эффективности i -го варианта технологической схемы очистных работ;

η_{n_i} — признак технологического элемента;

K_n — критерий эффективности.

Область применения элементов имеет ограничения по горно-геологическим условиям (мощность, угол падения, газоносность пласта и т.д.) и совместимости элементов в каждом варианте.

Второй этап: определение значений качественных, дискретных, количественных, непрерывных управляемых параметров элементов. Отличительной особенностью функционирования технологической схемы очистных работ является непрерывная связь с естественной средой. Ведение очистных работ обуславливает перераспределение напряжений в пространстве горного массива, которое приводит к изменению физического состояния шахтной среды, сопровождаемого проявлением горных процессов (горного давления, газовыделения, эндогенных пожаров, динамических деформаций и др.) и носит энергетическую природу.

С ростом глубины горных работ интенсивность горных процессов имеет тенденцию к увеличению. Обеспечение допустимого уровня безопасности требует поиска и формирования таких технологических схем, которые не только бы компенсировали эту негативную тенденцию, но и эффективно адаптировались к условиям изменяющейся среды. Следовательно, проблема синтеза оптимальной технологии заключается в нахождении таких правил формирования множества качественных и количественных управляемых переменных, которые бы обеспечивали на всем множестве состояний природной среды необходимые уровни эффективного функционирования технологических схем очистных работ с точки зрения их технической безопасности и экономических издержек.

Вектор управляемых характеристик и параметров системы $R = (\bar{X}, \bar{Z}, \bar{Y})$,

где $\bar{X}$ — вектор качественных управляемых характеристик (переменных) технологической схемы в области $\{P_1\}$ допустимых значений $\bar{X} \in \{P_1\}$:

$$X = (X_1, X_2, \dots, X_{19}),$$

где $X_1 \dots X_{19}$ — характеристики направления движения очистного забоя относительно элементов залегания угольного пласта, расположение подготовительных выработок относительно пласта, порядок отработки выемочных столбов при различных способах подготовки шахтного поля, последовательность проведения подготовительных выработок относительно подвижного фронта очистных работ, схема проведения подготовительных выработок, способ охраны выемочных выработок, схема проветривания выемочного участка, способ выемки угля в лавах, тип средств участкового транспорта угля, наличие усредняющих бункеров, тип вспомогательного транспорта по участковым выработкам, тип средств механизации отбойки горной массы в подготовительных выработках, тип транспорта горной массы из забоя подготовительной выработки, тип вспомогательного транспорта при проведении подготовительных выработок, способ ведения закладочных работ и возведения породных полос, характер размещения раскоски при проведении подготовительных выработок,

способ перемонтажа оборудования очистного механизированного комплекса в смежный выемочный столб, длина очистного забоя;

$\bar{Z}$ — вектор дискретных целочисленных переменных в области $\{P_2\}$ допустимых значений $\bar{Z} \in \{P_2\}$; включает число разрабатываемых пластов, число выработок, необходимых для подготовки выемочного столба, величину сечения горных выработок;

$\bar{Y}$ — вектор непрерывных управляемых переменных в области $\{P_3\}$ допустимых значений $\bar{Y} \in \{P_3\}$; $Y = (y_1, \dots, y_7)$, учитывает размер выемочного столба, длину очистного забоя, скорость подвигания линии очистных работ, скорость подачи выемочной машины, скорость проведения подготовительных выработок, производительность закладочной установки, интенсивность потока угля. По представленным характеристикам определяются рациональные технологические решения по локальным критериям оценки.

Третий этап: синтез оптимальных управляемых технологических схем очистных работ. Условия существования рыночного общества требуют экономного и эффективного расходования ресурсов. Установление выгодного решения оптимального варианта из множества допустимых с максимальным эффектом является важной задачей проектирования горного производства. Под синтезом системы понимается проектирование инженерно-технического решения, когда ставится задача определения контуров проектируемой динамической системы, какой является, например, технологическая схема очистных работ. Такой объект с определенной структурой можно разделить на отдельные относительно обособленные подсистемы так, чтобы кроме внутренних связей, они характеризовались конечным числом внешних связей-множеств различаемых состояний фазовых переменных объекта. Для оценки качества преобразования каждой из подсистем необходимо иметь определенный критерий. При синтезе систем решаются две основные задачи: определение множества вариантов начального состояния системы и выбор из них оптимального варианта. Математическое представление синтеза оптимальных подсистем имеет следующий вид. Для любого $j \in P$ имеется граф $L_j = (X, I)$ дискретного подпространства H^n , на котором определено множество допустимых путей $M_j(L) \in M(L)$ с оптимизацией функционала:

$$R = (\min, \max) \bar{Z}, \bar{Y}, \bar{Y}_{(t)} \int_{t_j}^{t_{j+1}} F(\Theta(\bar{A}), \Theta(\bar{Z}), \Theta(\bar{Y}), \Theta(\bar{Y}_{(t)}), t) dt,$$

при ограничениях: $P_v(\Theta(\bar{A}), \Theta(\bar{Z}), \Theta(\bar{Y}), \Theta(\bar{Y}_{(t)})) \geq 0, v = 1, 2, \dots$,

где $\Theta(\bar{Z})$ — целочисленные состояния системы.

На каждом квазистатическом состоянии требуется определить такой путь $\mu \in M_j(L)$ и значения векторов $\bar{Z}^0, \bar{Y}^0, \bar{Y}_{(t)}^0$, которым соответствует абсолютный оптимум функционала.

Логико-математическая задача о признании правомерности использования суммы различных по виду локальных критериев для формирования глобального критерия состоит в том, что целевая функция — глобальный критерий ($J_{\mu j}$), включающая сумму функций локальных критериев ($J_i(\mu_j, \bar{Y})$), на осуществление которых требуются определенные дополнительные затраты (ΔC_i), которые в том числе могут приносить и значительную прибыль (в этом случае ΔC_i принимаются со знаком минус), в совокупном выражении окупают реализацию технических решений или даже наоборот, приносят экономический эффект, который должен быть, по возможности, максимален. Структурно это можно представить следующим образом:

$$J_{\mu j} = \sum_{i=1}^{19} J_i(\mu_j, \bar{Y}),$$

в том числе по различным элементам подсистемы:

$$J_{\mu j} = J_1(\mu_{1-2}, \bar{Y}) \pm \Delta \tilde{N}_1 + J_2(\mu_{2-3}, \bar{Y}) \pm \Delta \tilde{N}_2 + \dots \\ \dots + J_i(\mu_j, \bar{Y}) \pm \Delta \tilde{N}_i.$$

Корректность использования последнего выражения правомерна при условии $\sum \Delta C_i \leq 0$, причем в случае неравенства данного условия, необходимо определить экономический эффект от применения данной технологической схемы очистных работ.

Формирование оптимальных вариантов технологических схем очистных работ производится путем подготовки и обработки входной информации (горно-геологической, горно-технической, технологической и экономической), на базе которой синтезируются конструктивные технологические решения процессов добычи угля и процессов их обеспечения.

Приведенный выше методический подход может быть применен для условий отработки пологих и наклонных тонких и средней мощности и мощных угольных, соляных, фосфоритных и калийных пластов.

УДК 622.014:658.513:681.3

Ю.В. БОЧЕНИН

В.В. РОЖКОВ

С.С. САТАРОВ

М.З. ОНГАРБАЕВ

Классификация недропользования при разведке и добыче углеводородного сырья

Полный перечень параметров базовой формы контроля выполнения условий и/или контрактов недропользования должен включать все позиции, учитывающие типы углеводородного сырья (УВС) и этапы (стадии) проводимых работ, начиная от поиска и разведки месторождений до завершения их добычи. В свою очередь недропользователь, деятельность которого строго ограничена рамками лицензий, заключенных контрактов и проектной документацией, не должен и не может представлять информацию, не соответствующую типу его месторождения и этапу проводимых им работ.

Таким образом, в рамках системного подхода формирования Единой государственной системы мониторинга недропользования (ЕГСМ НП) [1], заключающегося в обеспечении возможности автоматизированного учета и обработки сведений о деятельности недропользователя, а также исключения необязательных для конкретных условий параметров базовой формы государственной статистической отчетности, предлагается следующее. Уже на стадии формирования единой информационной базы необходимо осуществлять классификацию деятельности недропользования с учетом типа сырья (нефть, газ, газоконденсат и др.), вида и стадии проводимых работ.

По принятой классификации залежи УВС подразделяются на однофазные и двухфазные. К однофазным залежам относятся:

- нефтяная залежь с растворенным в ней газом;
- газовая залежь, содержащая только природный газ;

- газоконденсатная залежь, содержащая газ с углеводородным конденсатом в газовом состоянии.

Двухфазные залежи, в зависимости от объемной доли нефтенасыщенной части V_H , подразделяются:

- на нефтяные, при $V_H > 0,75$;
- газонефтяные или газоконденсатно-нефтяные, при $0,5 < V_H < 0,75$;
- нефтегазовые или газоконденсатно-газовые, при $V_H < 0,5$.

Для двухфазных залежей разработка ориентирована на изучение основной фазы.

В предлагаемом варианте классификации типа УВС за основу систематизации применяется тип основной фазы: нефть, газ, газоконденсат. В дальнейшем классификация может быть расширена.

При классификации видов проводимых работ за основу систематизации принимается их соответствие основным контрактным документам: разведка, разведка и добыча, добыча (разработка).

Таким образом, имеется девять вариантов недропользования, имеющих свои особенности, без учета стадии проводимых работ. На рис. 1 показана схема классификации по виду проводимых работ и типу УВС, результатом которой является определение обязательного перечня позиций лицензионно-контрактных условий (ЛКУ) для данного варианта недропользования. Дополнительный перечень позиций ЛКУ, учитывающий виды и стадии проводимых работ, определяется на втором этапе классификации.

Поисково-разведочные работы имеют два этапа (поисковый и разведочный) и включают пять стадий.

Поисковый этап делится на три стадии:

1) региональные геолого-геофизические работы и бурение опорных и параметрических скважин;

2) подготовка площадей под поисковое бурение, которые, по данным общей съемки или региональных геофизических исследований, оцениваются как перспективные для поисков залежей нефти и газа;

3) поиски залежей нефти и газа.

В разведочном этапе выделяются две стадии:

4) разведка и подготовка месторождений к разработке;

5) доразведка отдельных залежей для составления проектов доразработки и разведка глубокозалегающих залежей нефти и газа, опытная эксплуатация.



Рис. 1. Схема первого этапа классификации подсистемы «Технология» по виду проводимых работ и типу сырья (УВС)

Организация разработки месторождений характеризуется стадией разработки. На поздних стадиях имеют место значительное снижение добычи, прогрессирующее обводнение, обводненность продукции. Поэтому исключительно важно с самого начала обеспечить высокую продуктивность каждой из скважин. В зависимости от степени выработанности, длительности срока разработки и динамики темпов отбора УВС во времени, в «жизни» месторождения можно выделить несколько этапов или стадий.

1. **Ранняя стадия** совпадает обычно с периодом нарастающей добычи и периодом осуществления опытно-промышленной эксплуатации месторождения. Темп отбора УВС увеличивается во времени; ведется активное разбуривание залежи, причем часть скважин обычно используется для доразведки залежи, а затем переводится в эксплуатационный фонд.

2. **Основная стадия** разработки следует за ранней и соответствует периоду промышленной разработки залежи с предусмотренным проектом темпом отбора УВС или близким к нему. Постоянный темп отбора не является непременным атрибутом основной стадии: в зависимости от потребности УВС, пропускной способности газопровода или состояния фонда скважин, он может быть монотонно снижающимся после достижения максимума или характеризоваться попеременным ростом и снижением. Максимум темпа отбора УВС может быть как в самом начале основной стадии, так и в середине или даже в конце ее. На протяжении большей части стадии продолжается бурение эксплуатационных скважин.

3. **Стадия снижения** добычи следует за основной стадией и характеризуется низким пластовым давлением продуктивных пластов или тем и другим одновременно.

4. **Завершающая стадия** характеризуется низкой, но относительно стабильной добычей.

Необходимо отметить, что выделение четырех стадий в разработке и эксплуатации месторождений носит условный характер. Разработка месторождений УВС всегда имеет свои отличия и особенности, связанные с неповторимостью во всех деталях геологического строения продуктивного горизонта и окружающего его водонапорного бассейна, а также с характерными чертами реализованной системы разработки. Основные факторы, определяющие условия и длительность каждой стадии, можно разделить на два основных вида: геологические, технико-экономические.

К первым следует отнести естественные факторы: пористость и проницаемость коллекторов, глубину залегания и размеры залежи, начальное пластовое давление, коэффициент извлечения нефти и т.д. Вторая группа факторов — это реализованный способ эксплуатации месторождения и системы его разработки, спрос на УВС, пропускная способность магистрального нефте- или газопровода и т.д.

Классификация разработки нефтегазовых месторождений по стадиям, учитывая системный подход формирования ЕГСМ НП, необходима для определения качественной характеристики текущего состояния разработки того или иного месторождения. Поскольку на данном месторождении может проводиться одновременная эксплуатация нескольких залежей, находящихся в различных стадиях разработки и геологических условиях, использование усредненных технологических показателей по месторождению в целом не даст объективной оценки эффективности недропользования. При классификации разработки месторождений по стадиям необходимо учитывать все основные эксплуатационные объекты (залежи) отдельно.

На рис. 2 показана схема второго этапа классификации подсистемы «Технология» по стадиям проводимых работ. Здесь, независимо от типа УВС, выделяются пять стадий разведки и четыре стадии разработки (добычи) отдельно для каждого эксплуатационного объекта. В зависимости от формы контрактных документов они могут быть отнесены к одному из трех видов работ: разведка, разведка-добыча, добыча.

Для реализации автоматизированной системы учета и классификации данных недропользования

в подсистему «Субъект недропользования» предлагается занести классификационный код, содержащий все необходимые сведения и являющийся продолжением общего классификатора видов экономической деятельности [2]. К примеру, код может представлять последовательность цифр, расположенных в заданном формате (по аналогии с почтовым индексом), т.е. первые две цифры показывают тип углеводородного сырья, следующие две цифры — вид проводимых работ



Рис. 2. Схема второго этапа классификации подсистемы «Технология» по стадиям проводимых работ (УВС)

и т.д., например:



Данный код показывает, что основной тип углеводородного сырья — нефть; работы ведутся согласно контракту на разведку-добычу, проводимые работы соответствуют одновременно третьей стадии разведки (например, бурение разведочных скважин) и разработке первого эксплуатационного объекта (залежи), относящейся к стадии стабильной добычи.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Онгарбаев З.М., Сатаров С.С. Единая информационная система мониторинга недропользования // Промышленность Казахстана. 2001. №2. С. 32-35.
2. Государственный классификатор Республики Казахстан // Общий классификатор видов экономической деятельности (ОКЭД). Постановление Госстандарта РК от 5 июля 1999 г. №11.

УДК 551.21+553(574.3)

Л.И. МАГРЕТОВА
В.С. ПОРТНОВ

Магматизм и металлогения северной части Бозшаколь-Чингизской островной дуги в раннем палеозое (Центральный Казахстан)

Бозшаколь-Чингизская островодужная система развивалась в течение раннего кембрия-позднего

ордовика по окраине докембрийского Казахстанско-Северо-Тянь-Шаньского микроконтинента [1].

Сложена поясами дифференцированных известково-щелочных вулканитов и коагматичных им интрузивных комплексов, сопряженных с междугвыми бассейнами, и разделяющих их меланжированными офиолитовыми комплексами. В северной части островодужной системы в современной структуре выделено три сегмента: Бозшакольский, Кендыктинский и Майкаинский.

Бозшакольский сегмент (рис. а). Фундамент островной дуги слагают раннекембрийская бимодальная базальт-риолитовая формация и ассоциирующие с ней формации расслоенных базит-ультрабазитов (ажейский комплекс) и базитов темирастауского комплекса параллельных даек (Na толеиты с $\text{TiO}_2 < 1\%$, MgO 6,06-10,08%), сформированные в надсубдукционной обстановке [2]. Борукаевский базальтовый комплекс бимодальной формации в нижней части сложен повышенно-щелочными Na пиллоу-лавами толеитовой серии (TiO_2 1,5-2,25%, MgO до 10,66%), сменяющимися вверх по разрезу лейкобазальтами, андезибазальтами Na известково-щелочными (TiO_2 0,8-0,9%) с разностями, близкими бонинитам (MgO до 12,44%) [3, 4]. Ассоциирующие вулканиты майсорского риодацит-дацитового комплекса близки к раннеостроводужным толеитам и отличны от известково-щелочных пород развитых островных дуг [5]. Накопление раннеостроводужных комплексов сопровождалось формированием бозшакольского известково-щелочного K-Na габбро-диорит-тоналит-гранодиоритового интрузивного комплекса, несущего Mo-Cu-порфирового с Au и Pt (месторождение Бозшаколь) (рис. а).

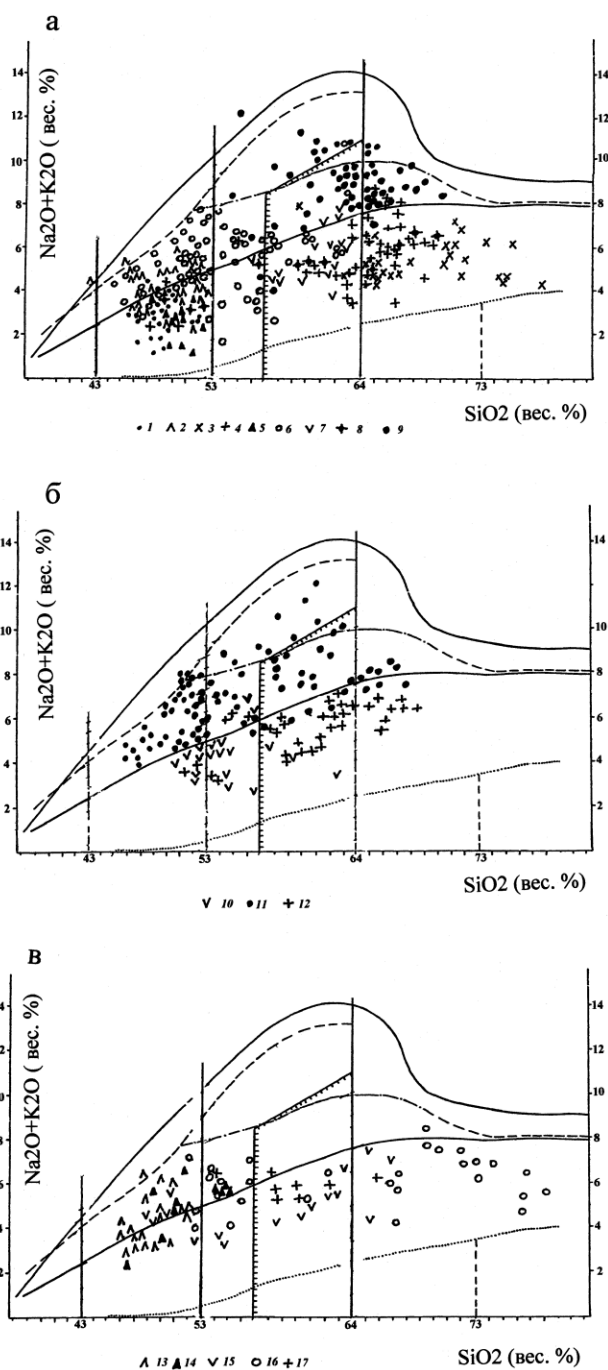


Диаграмма систематики магматических пород в координатах SiO_2 –($\text{Na}_2\text{O}+\text{K}_2\text{O}$) [8]

а – Бозшакольский сегмент – 1-2 – толеитовые (1 – темирастауский; 2 – борукаевский); 3-9 – преимущественно известково-щелочные (3 – майсорский; 4 – бозшакольский; 5 – бескудукский; 6 – жангабульский; 7 – олентинский; 8 – селентинский; 9 – шошонит-латитовые);

б – Кендыктинский сегмент – 10 – известково-щелочной кендыктинский; 11 – шошонит-латитовый сарыбыдаикский; 11 – известково-щелочной жарлыккольский;

в – Майкаинский сегмент – 12 – толеитовый нижнежериккудукский; 13-17 – преимущественно известково-щелочные (14 – верхнежериккудукский; 15 – поселковский; 16 – кураминский; 17 – жарлыккольский).

Фундамент островной дуги с несогласием перекрывают раннеостроводужные комплексы: бескудукский (C_1) — известково-щелочные, с высокомагнезиальными разностями, близкими к бонинитам и имеющими черты сходства с островодужными толеитами (K-Na , Na , $\text{TiO}_2 < 1\%$,

MgO 6-9 до 13,58%); жангабульский (C_2), представляющий непрерывно дифференцированную трахибазальт-базальтовую формацию, содержащую породы как толеитового, так и известково-щелочного ряда (K-Na, Na, редко K, высокоглиноземистые, $\text{TiO}_2 < 1\%$, $\text{MgO} \leq 5\%$).

Позднеостроводужные комплексы залегают на всех более древних комплексах резко несогласно и подразделяются на карбонатно-терригенную формацию ($\text{C}_3\text{-O}_1$) и известково-щелочную андезитовую (O_1), представляющую собой последовательно дифференцированный ряд от андезибазальтов до андезидацитов с резким преобладанием андезитов (олентинский комплекс). Породы Na, в меньшей степени K-Na, нормальной щелочности, высокоглиноземистые, низкотитанистые ($\text{TiO}_2 < 1\%$). Вулканыты являются вмещающими для колчеданно-золото-полиметаллического оруденения (месторождения Торткудук, Жангабул). Формирование вулканитов сопровождалось становлением габбро-диорит-гранодиоритового селетинского интрузивного комплекса (O_1), слагающего крупные массивы (Агайский, Кендыктинский), с которыми связаны рудопоявления Cu-порфиорового типа.

На завершающих этапах развития Бозшакольского сегмента на протяжении всего ордовика (арениг-ашгилл) формировались субщелочные вулканиты шошонит-латитовой серии, образующие ряд от трахидацитов-трахиандезитов-трахитов (ащикольский комплекс O_{1-2}) до трахиандезибазальтов-трахибазальтов-шошонитов (балшикбайский комплекс O_{2-3}) с антидромным направлением дифференциации. Вулканыты K-Na, K субщелочной серии, низкотитанистые ($0,5\text{-}0,6\% \text{TiO}_2$), высокоглиноземистые с содержанием P_2O_5 до $0,71\%$. Среди вулканитов преобладают пирокластические образования и продукты их размыва — тефроида; широко распространены вулканомиктовые и полимиктовые песчаники, гравелиты, конгломераты, изредка встречаются горизонты кремнистых пород.

Кендыктинский сегмент (рис. б). Состав и возраст образований, слагающих фундамент островной дуги не установлен. Возможно, фрагменты этих пород находятся в меланже офиолитовых покровов сопряженной Майкаин-Кызылтасской сутуры.

Кендыктинский сегмент сложен типично островодужными комплексами (O_{1-2}), состав которых в процессе эволюции магматизма меняется от раннеостроводужных известково-щелочных, близких островодужным толеитам — кендыктинский базальт-андезибазальтовый (O_1) нормальной щелочности (K-Na, с $\text{TiO}_2 < 1\%$), до субщелочных трахидацит-латит-шошонитовых (O_{1-2}), типичных для заключительных этапов развития островных дуг — K-Na до K, лейкократовые, высокоглиноземистые, с $\text{TiO}_2 < 1\%$ (сарыбидаикский и нарульгенский комплексы). Для шошонитов характерны высокое содержание K_2O (до $4,9\text{-}5,7\%$), отношение $\text{Na}_2\text{O}/\text{K}_2\text{O} < 1$, высокий коэффициент агапитности (до $0,76$), содержание P_2O_5 — до $0,68\%$; в латитах содержание K_2O достигает $4,03\%$, P_2O_5 — $0,78\%$, коэффициент агапитности — $0,77\text{-}0,78$; в трахитах — K_2O до $4,5\text{-}6,8\%$ (при сумме

щелочей до $12,2\%$) и коэффициентом агапитности до $0,82\text{-}0,89$. Смена известково-щелочного магматизма на субщелочной происходит при формировании вулканогенных пород сарыбидаикского комплекса в позднем арениге [6]. С сарыбидаикским комплексом связано колчеданно-золото-полиметаллическое оруденение. Вулканогенные образования прорываются крупными, слабо эродированными массивами габбро-диорит-гранодиоритового жарлыккольского интрузивного комплекса ($\text{S}_2\text{-D}_1?$), сформированного в коллизионной обстановке. Гранитоиды известково-щелочные, K-Na, высокоглиноземистые. С комплексом связано формирование Cu-порфиорового оруденения, слабо изученного в настоящее время.

Майкаинский сегмент (рис. в). В основании островодужного разреза залегают базальтоиды толеитового типа (нижнежериккудукский комплекс O_1 и нижняя часть верхнежериккудукского комплекса O_{1-2}), содержащие разности, близкие к бонинитам (K_2O $0,1\text{-}0,5\%$, TiO_2 $0,7\text{-}0,8\%$, P_2O_5 $0,1\text{-}0,2\%$), сформированные в рифтогенных структурах надсубдукционной зоны. Вверх по разрезу они сменяются известково-щелочными Na, K-Na комплексами O_2 (верхи верхнежериккудукского, поселковский), принадлежащих андезибазальт-андезитовой формации (TiO_2 $0,5\text{-}0,8\%$, P_2O_5 от $0,2\text{-}0,5\%$). На заключительных этапах развития островной дуги формируется дифференцированный известково-щелочной (базальт-андезит-риолитовый) кураминский комплекс (Na, K-Na; TiO_2 $0,3\text{-}0,7\%$, P_2O_5 — $0,2\text{-}0,4\%$). Интрузивные образования, как и в Кендыктинском сегменте, представлены крупными массивами жарлыккольского интрузивного комплекса ($\text{S}_2\text{-D}_1?$).

Среднеордовикские вулканогенные комплексы Майкаинского сегмента являются рудовмещающими для колчеданно-золото-полиметаллического оруденения (Майкаин, Алпыс).

Эволюция магматизма во всех фрагментах однотипна: толеиты островодужного типа с фрагментами комплексов параллельных даек → толеиты с признаками известково-щелочных серий и с разностями, близкими к бонинитам → известково-щелочные с субщелочным уклоном на заключительных стадиях → субщелочные до трахит-латит-шошонитовых. Дифференцированные вулканогенные островодужные комплексы вмещают медно-колчеданное и колчеданно-золото-полиметаллическое оруденение; с известково-щелочными гранитоидными парагенетически связано Cu-порфиоровое оруденение с Mo, Au, Pt.

В Бозшакольском сегменте развитие островной дуги происходило на протяжении $\text{C}_1\text{-O}_3$, в окраинно-континентальном бассейне, причем для субщелочных серий завершающих этапов характерен антидромный тип развития. В Кендыктинском сегменте одновозрастная трахидацит-латит-шошонитовая формация имеет гомодромный характер развития. Майкаинский сегмент формировался на протяжении $\text{O}_1\text{-O}_2$ (одновременно с субщелочной стадией соседних сегментов) и является самостоятельной островной дугой, возникшей в задуговом бассейне.

Бонинитовые и шошонитовые серии являются индикаторными в островодужных комплексах [7]. Наличие бонинитовых разностей в толеитовых сериях Бозшакольского (Є₂) и Майкаинского (О₁₋₂) сегментов фиксируют ранние этапы развития островных дуг. Появление вулканитов латит-шошонитовых серий указывает на увеличение мощности сиалического слоя новообразованной коры и переход островных дуг в зрелую стадию.

Магматизм и металлогеническая специализация раннепалеозойских вулканических поясов аналогичны

современным островным дугам Западной части Тихого океана (Тонга-Кермадек-Новозеландская, Алеутско-Аляскинская и др. островодужные системы) [7]. По аналогии с современными островными дугами, в раннепалеозойских можно ожидать выявления новых крупных месторождений Cu-порфирового и колчеданного типов с Au. Особенно интересен Кендыктинский сегмент, насыщенный слабо эродированными массивами известково-щелочных гранитоидов, мало изученных на глубину.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Зоненшайн Л.П., Кузьмин М.И., Натапов Л.М. Тектоника литосферных плит территории СССР. Кн. 1. М.: Недра, 1990. 328 с.
2. Хромых Б.Ф. Новые данные о венд-раннепалеозойском развитии и металлогении Бошекульского рудного района // Изв. АН КазССР. Сер. Геол., 1986. №6. С. 20-34.
3. Магретова Л.И. Магматизм и минералогия зоны сочленения Ерментауского и Бозшакольского антиклинорий (северо-восток Центрального Казахстана): Автореф. дис. ... канд. геол.-мин. наук. Алматы, 1999. 23 с.
4. Магретова Л.И. Особенности геологического строения Бозшакольского рудного поля (северо-восток Центрального Казахстана) // Геология Казахстана. 1998. №4. С. 80-86.
5. Kudrjavitsev Yu. K. The Cu-Mo Deposits of Central Kazakhstan // Granite related Ore Deposits of Central Kazakhstan. St. Petersburg, 1996. P. 119-145.
6. Гридина Н.М., Магретова Л.И., Евсеев Р.Д. К вопросу о расчленении стратотипического разреза сарыбидайской свиты нижнего-среднего ордовика (Кендыктинский район, северо-восток Центрального Казахстана) // Состояние, перспективы и задачи стратиграфии Казахстана: Материалы международного совещания. Алматы, 2002. С. 43-44.
7. Богатиков О.А., Цветков О.А. Магматическая эволюция островных дуг. М.: Наука, 1988. 248 с.
8. Магматические горные породы. Классификация и номенклатура. Петрография. Часть 1, 2. М.: Наука, 1985. 768 с.

Раздел 2

Машиностроение. Металлургия

УДК 621.9.02-229

В.Г. БОЯРСКИЙ

Технологическая оснастка для групповой обработки

В условиях рыночной экономики и жесткой конкуренции коллектив любого предприятия заинтересован в сокращении сроков от идеи до запуска в производство новых изделий, в оптимизации производственных процессов, в потребительских качествах выпускаемых изделий (надежности, безопасности, эстетичности). В реализации этих задач значительное место занимает технологическая оснастка.

Внедрение прогрессивной технологии для групповой обработки деталей создает лучшие технико-организационные предпосылки для механизации и автоматизации производства. Применение группового метода вносит определенную закономерность в конструирование и сокращает разнообразие технических решений при проектировании технологической оснастки, так как методы их конструирования определяются технологическими закономерностями обработки группы деталей.

В группы подбираются детали, которые характеризуются единством технологических процессов, необходимого оборудования и групповой переналаживаемой оснастки. Объединение в группы увеличивает партию деталей, идущих на обработку по одной технологии, на одном оборудовании, с помощью одной и той же технологической оснастки, и, как следствие, серийность производства. Это позволяет значительно повышать степень универсальности технологической оснастки. Область

применения групповой переналаживаемой оснастки должна расширяться вследствие проводимой работы по унификации и стандартизации деталей и сборочных единиц выпускаемых машин.

На большинстве машиностроительных предприятий изготавливается много однотипных деталей, периодически повторяющихся в производстве мелкими, средними партиями. Свыше 50% деталей, обрабатываемых в металлообработке, составляют детали общего назначения, повторяющиеся в разных машинах в небольших количествах. Обработку таких деталей нецелесообразно осуществлять в специальных приспособлениях на специализированных станках из-за низкой загрузки оснастки и оборудования. Такие детали имеет смысл подбирать в группы по принципу их базирования, установки, крепления и обработки в групповых (специализированных) приспособлениях.

На машиностроительных предприятиях г. Караганды, изготавливающих механизированные крепи, гидравлические стойки, конвейеры, обогатительное оборудование, при их производстве встречается много деталей, которые можно объединить по конструкторско-технологическому признаку. Это — детали гидроаппаратуры (корпусные детали, детали безрезьбовых соединений, штуцеры, ниппели, пробки), детали силовой гидравлики (штоки,

поршни, грундбоксы, втулки), валы, оси, крышки, шкивы, зубчатые колеса и т.д. Конструктивное подобие, единство технологии позволяют объединить эти детали в группы, применяя переналаживаемую оснастку для групповой обработки.

Установка и закрепление различных деталей в групповых переналаживаемых приспособлениях осуществляется сменой, переустановкой, переналадкой или регулировкой направляющих, установочных, прижимных и крепежных деталей и сборочных единиц, сменных наладочных элементов. Разработка технологической оснастки должна выполняться на основе подробного изучения всей группы деталей, предназначенных для обработки, а также деталей изделий, находящихся в стадии проектирования. Групповой запуск деталей в производство создает партию, которая должна оправдывать затраты на применение более сложных приспособлений. Эксплуатация многих групповых приспособлений, созданных на базе узкой номенклатуры группируемых деталей, показывает, что коэффициент их загрузки бывает низким в силу относительно небольшого числа типовых представителей деталей на одну группу и одновременно запускаемых в работу. В этих случаях затраты на проектирование и изготовление групповой технологической оснастки не окупаются. Ещё более нецелесообразно в этих условиях применение механизированной оснастки. Изменить ситуацию можно только сочетанием преимуществ группового метода и принципа переналаживаемости оснастки.

При обработке другой детали группы обычно производится не перекомпоновка, а переналадка уже собранного группового приспособления, на что требуется гораздо меньше времени. Групповая оснастка должна быть более широкой универсальности, такой, чтобы при отсутствии деталей, подлежащих обработке в переналаживаемом приспособлении, ее можно было разобрать и унифицированные или стандартизированные элементы оснастки использовать для сборки разового приспособления или группового для обработки других групп деталей.

К полной перекомпоновке следует прибегать в тех случаях, когда не предвидится загрузка собранных групповых приспособлений. Преимущество в этом случае заключается в том, что элементы обратимых групповых приспособлений будут постоянно эксплуатироваться, что повышает их применяемость. Повышение эффективности групповой переналаживаемой оснастки достигается созданием системы базовых широкоуниверсальных, чаще всего механизированных сборных оснований с наборами сменных наладочных элементов, из которых в самое короткое время можно собирать приспособления различного назначения.

С помощью установочных и фиксирующих элементов, предусмотренных на базовом основании, сменная наладка собирается с ним, и вся сборочная единица представляет собой групповое приспособление. По окончании операции сменную

наладку снимают, а базовое основание используют для переналадки на обработку других деталей. Таким образом одно групповое приспособление заменяет множество специальных приспособлений для установки множества заготовок, входящих в одну группу. К групповым приспособлениям предъявляют следующие основные требования:

- возможность установки в одном приспособлении максимального количества заготовок одной группы, что обеспечивает замену множества специальных приспособлений одним приспособлением, существенно снижая затраты, отнесенные к одной конкретной детали;

- быстрая переналадка приспособлений, что обеспечивает повышение производительности обработки за счёт сокращения подготовительно-заключительного времени;

- применение быстродействующих зажимных устройств, обеспечивающих повышение производительности обработки за счёт сокращения вспомогательного времени;

- максимальное использование стандартных конструкций, узлов и деталей приспособлений, обеспечивающее сокращение сроков и стоимости проектирования и изготовления приспособлений;

- возможность многократного использования базисной конструкции приспособления для установки заготовок деталей различных групп, а также на станках различных типов, что сокращает номенклатуру приспособлений;

- возможность многократного применения базисной конструкции при снятии изделия с производства, что обеспечивает использование базисной конструкции до полного физического износа, что значительно увеличивает срок их службы и сокращает сроки и стоимость подготовки производства.

При разработке заданий на проектирование приспособлений для групповой обработки, предназначенных для установки заготовок различной конфигурации, но с одинаковыми базовыми поверхностями и способами закрепления, указывают базовые поверхности приспособлений и схему закрепления заготовок. Поскольку в приспособлении должны устанавливаться различные по габаритам детали, необходимо указывать диапазон регулирования базовых элементов приспособления и диапазон зажимных размеров, что может быть обеспечено регулированием установочных и зажимных элементов, применением сменных наладок или сочетанием наличия регулируемых элементов и сменных наладок.

Групповой метод обработки в отличие от типового технологического процесса тесно связан с конструкцией группового приспособления. В процессе проектирования и конструирования приспособления может быть выявлена необходимость внесения поправок в группирование деталей, то есть группирование деталей для применения метода групповой обработки необходимо проводить с учетом конструкции приспособлений. Выбор технологической оснастки осуществляется группированием технологических операций с целью

определения наиболее приемлемой системы технологической оснастки и повышения коэффициентов её использования. Поскольку при проектировании групповых приспособлений приходится решать задачу установки, т.е. базирования и закрепления не одной определенной заготовки, а группы заготовок, проектирование приспособлений усложняется. Поэтому одновременно с проектированием базисного агрегата необходимо проектировать и сменные наладки.

При групповых технологических процессах, когда обрабатываемые заготовки закрепляются за определенным станком, в мелкосерийном производстве наиболее широко применяют приспособления со сменными наладками, обеспечивающими возможность установки входящих в одну группу большого количества конкретных деталей различной конфигурации, имеющих однотипные базовые поверхности и одинаковые способы закрепления. Такие приспособления обеспечивают также возможность использования базисной части приспособления для обработки различных групп деталей, что сокращает номенклатуру базисных частей, увеличивает их серийность, создавая предпосылки для стандартизации и их централизованного изготовления.

Методика проектирования групповых приспособлений в основном та же, что и в обычных конструкциях: изучение исходных данных, разработка схемы или эскиза приспособления, расчёты прочности и усилий зажима, определение экономической целесообразности выбранного варианта конструкции, её разработка. Техническое задание на проектирование групповых приспособлений составляется на основе анализа конструктивных и технологических особенностей деталей данной группы, выявления характера установочных баз и способа закрепления деталей.

Исходными данными для проектирования являются: чертежи деталей группы, для которых разрабатывается приспособление; технологический процесс обработки деталей; данные об оборудовании, на котором предполагается использовать групповое приспособление; данные об инструменте, применяемом для обработки.

Разработка группового технологического процесса и конструирование технологической оснастки тесно переплетаются. В отдельных случаях нельзя проектировать групповые операции, не представляя себе конструкции оснастки. В процессе проектирования технологической оснастки может выявиться необходимость внесения отдельных поправок в группировку деталей и технологический процесс. Поэтому технолог и конструктор должны работать совместно.

При проектировании групповых приспособлений приходится решать задачу установки и зажима не одной детали, а всех деталей группы. Характерной особенностью групповых приспособлений является то, что ориентирующие элементы проектируются, как правило, отдельно на каждую деталяеоперацию, т.е. являются сменными и заменяются при обработке новой детали группы. Агрегатирование станочных

приспособлений предполагает метод проектирования, сборки и эксплуатации, основанный на рациональном членении приспособлений на агрегаты, каждый из которых представляет законченное изделие, выполняет определенную функцию и может многократно использоваться при создании различных их модификаций.

На машиностроительных предприятиях г. Караганды широкое применение нашли приспособления с пневматическим приводом, пневмоцилиндр которого представляет собой отдельный агрегат. При мелкосерийном производстве, при частой смене объектов производства пневмоцилиндры разных диаметров снимались со старых и использовались во вновь проектируемых и изготавливаемых приспособлениях. Агрегатирование обеспечивает сокращение сроков проектирования и изготовления в 4-10 раз, уменьшение расходов на изготовление, возможность быстрой переналадки. Типичными примерами агрегатированных приспособлений являются модульные приспособления, выпускаемые специализированными фирмами европейских стран, США, Канады, Австралии. Характерной особенностью таких приспособлений является наличие в комплекте быстродействующих зажимных элементов.

В условиях многономенклатурного мелкосерийного производства одним из наиболее эффективных способов производства деталей является их изготовление групповым методом. Известно, что большинство заготовительных цехов имеет мелкосерийное и многономенклатурное производство. Это обстоятельство не только ограничивает возможности применения прогрессивных методов формообразования, но и не создает условий для проведения работ по механизации и автоматизации.

Между тем решить задачу распространения прогрессивных методов формообразования в условиях мелкосерийного производства оказывается возможным при внедрении групповой технологии и технологической оснастки для групповой обработки. Главным приоритетом группового метода холодной листовой и горячей объёмной штамповки является возможность максимального сокращения времени, необходимого на технологическую подготовку производства новых деталей.

В условиях мелкосерийного производства холодная и горячая штамповка нашла широкое применение благодаря внедрению группового метода, основанного на классификации деталей с комплектованием таких групп, для изготовления которых применяются однотипное оборудование и быстропереналаживаемая оснастка: групповые блоки со сменными пакетами, штампы со сменными наладками и т.д.

Групповая переналаживаемая технологическая оснастка нашла широкое применение на предприятии «Каргормаш» в заготовительном производстве (горячая и холодная штамповка). Особенностью конструкций штамповой групповой оснастки является то, что к прессам или к ГKM проектируются и изготавливаются блок-штампы с соответствующими наладками для конкретных деталей. Проектированию

и изготовлению в дальнейшем подлежат только наладки для новых деталей, запускаемых в производство. Для кузнечного производства — это вставки цилиндрической формы с базирующими лысками при установке в блок для изготовления деталей объёмной формы. Технология обработки таких вставок сравнительно простая — предполагает токарную, фрезерную и электроэрозионную обработку.

Штампы холодной штамповки для групповой обработки, применяемые на предприятии «Каргормаш», имеют свои особенности в конструкции. Штамп состоит из блока, состоящего из базовых плит, пуансонодержателя, матрицы держателя, установочно-направляющих деталей, предназначенных для точного центрирования верхней части штампа относительно нижней, и сменных пакетов. Пакеты в блок устанавливаются с помощью специального Т-образного паза, который фиксирует, базирует пуансон и матрицу друг относительно друга. Применение групповой обработки при механической обработке на токарных и револьверных станках, а также на станках с ЧПУ повышает производительность обработки и коэффициент загрузки станков.

Для обработки группы деталей в широком диапазоне диаметров (что характерно для групповой обработки) целесообразно применение поводковых патронов со сменным центром и поводками, обеспечивающими возможность обработки всех разновидностей деталей, входящих в группу в одном приспособлении. Заготовку устанавливают в плавающий сменный центр и вращающийся центр пиноли задней бабки. Крутящий момент передается заготовке самоустанавливающимся сменным поводком с помощью поводка. Наладка патрона осуществляется сменой поводка и центра (рис. 1).

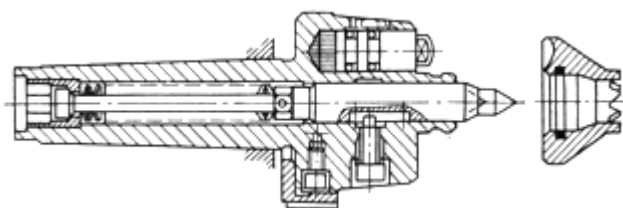


Рис. 1

Для закрепления заготовок типа тел вращения применяют наладочные патроны со сменными цангами. На рис. 2 показан цанговый патрон, сменными наладками которого являются цанговые втулки с одинаковым размером конусной части, сопрягающейся с перемещающейся втулкой. Плунжер давит на масло, под давлением которого цанговая втулка перемещается вправо, и кулачки, перемещаясь радиально, закрепляют заготовку.

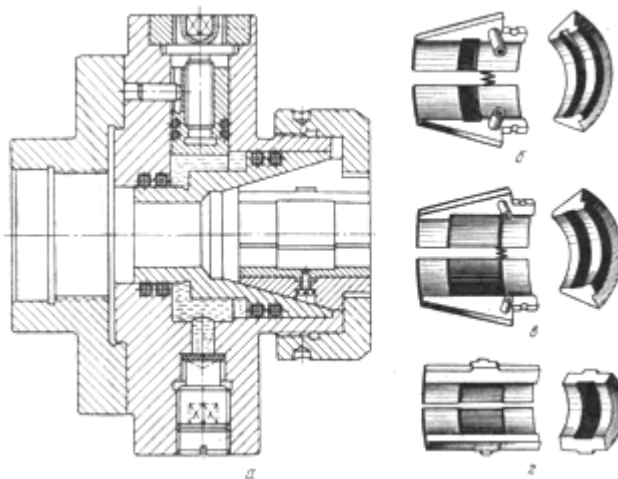


Рис. 2

Для установки заготовок по внутренней цилиндрической поверхности при групповом методе обработки применяют универсально-наладочные разжимные оправки со сменными установочно-зажимными элементами: цангами, разрезными втулками, сегментами. Разработана конструкция наладочной сегментной разжимной оправки. Тяга, контактирующая с сегментами и выполненная в виде шестигранной пирамиды, обеспечивает большое усилие зажима. Замена сегментов и упоров позволяет закреплять детали в большом диапазоне диаметров. Тяга, соединенная с приводом, при её перемещении раздвигает сегменты в радиальном направлении, которые закрепляют заготовку.

При групповой обработке заготовок на сверлильных станках в мелкосерийном и серийном производстве широко применяют скальчатые кондукторы с наладками. На предприятии «Каргормаш» при обработке деталей гидроаппаратуры используется портальный скальчатый кондуктор со сменными кондукторными плитами 2 и сменными установочными кондукторными втулками 3, применяемый при групповой обработке деталей 1 (рис. 3).

Сменные наладки, проектируемые в соответствии с конфигурацией и базовыми поверхностями заготовок, обеспечивают возможность использования базисной части — скальчатого кондуктора для установки в одном кондукторе не только различных деталей одной группы, но и различных групп деталей.

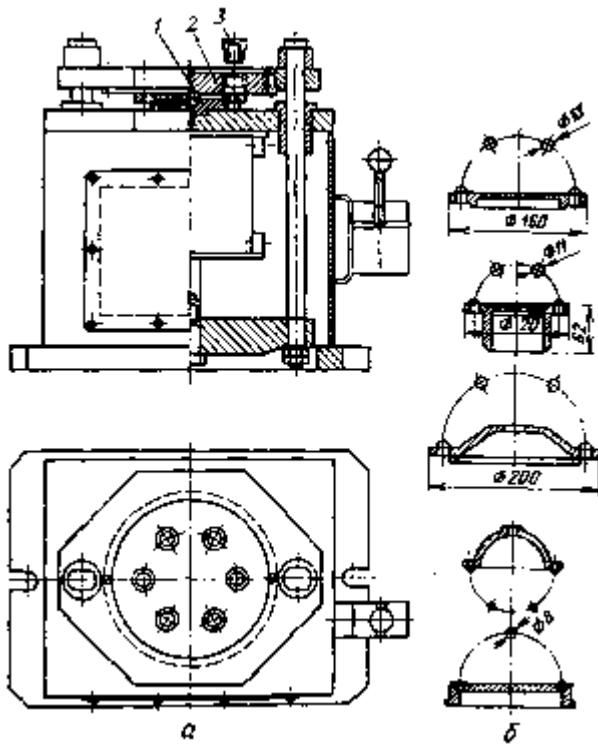


Рис. 3

При групповой обработке радиально расположенных отверстий в деталях типа втулок можно использовать наладочный кондуктор (рис. 4).

Кондуктор состоит из поворотной и подвижной частей. В поворотной части находится делительное устройство, состоящее из делительного диска 1, представляющего собой втулку и диск, выполненные как одно целое; фиксатора 7, пружины 5 и зубчатого валика 6. Подвижную кондукторную плиту можно устанавливать на требуемый размер в вертикальном направлении в зависимости от наружного диаметра обрабатываемой детали. Размер в продольном направлении достигается за счёт соответствующей толщины бурта сменных наладок. Кондуктор обеспечивает деление на 24 части, поэтому в нём можно сверлить отверстия, расположенные по окружности через каждые 15°. Зажимают и освобождают обрабатываемые детали при помощи диафрагменного пневмопривода, встроенного в поворотную часть кондуктора. При настройке кондуктора для сверления определенного количества отверстий необходимо, чтобы такое же количество аналогично расположенных отверстий делительного диска оставалось открытым. Остальные отверстия делительного диска закрывают крышками 2.

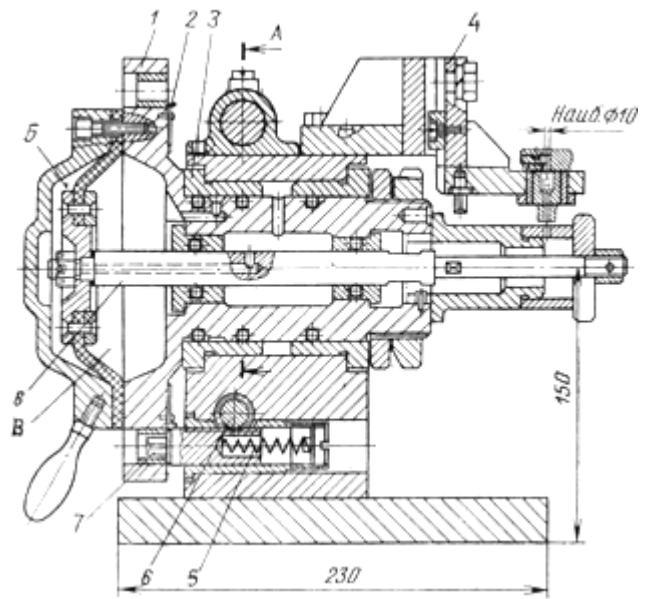


Рис. 4

Применение групповой обработки, характеризующейся общностью оборудования и технологической оснастки, позволяет резко сократить количество специальных приспособлений, проектируемых на заводах с мелкосерийным и серийным типом производства, поскольку одно групповое приспособление заменяет столько специальных приспособлений, сколько деталей объединено в одну группу.

Применение групповых механизированных и автоматизированных приспособлений обеспечивает повышение производительности обработки за счёт сокращения вспомогательного времени, затрачиваемого на закрепление и раскрепление заготовок. Применение групповых приспособлений, благодаря многократному их использованию, обеспечивает значительное сокращение сроков и стоимости подготовки новых моделей за счёт сокращения конструкторских работ, трудоемкости изготовления приспособлений и расхода металла, а также создаёт предпосылки для их централизованного изготовления.

В отличие от специальных приспособлений, работающих не до полного физического износа, а до снятия изделия с производства, наиболее сложная трудоёмкая и дорогая базисная часть групповых приспособлений используется многократно до полного физического износа, что значительно сокращает расход металла и стоимость приспособлений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Андреев Г.Н., Новиков В.Ю., Схиртладзе А.Г. Проектирование технологической оснастки машиностроительного производства. М.: Высшая школа, 1999. 415 с.
2. Блюмберг В.А., Близнюк В.П. Перенастраиваемые станочные приспособления. Л.: Машиностроение, 1978. 360 с.
3. Кузнецов Ю.И. Технологическая оснастка к станкам с программным управлением. М.: Машиностроение, 1976. 224 с.
4. Митрофанов С.П. Групповая технология машиностроительного производства. Л.: Машиностроение, 1983. 376 с.
5. Технологическая оснастка многократного применения / Под ред. Д.И. Полякова. М.: Машиностроение, 1981. 402 с.
6. Технология машиностроения. Т.2 / Под ред. Г.Н. Мельникова М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 1999. 640 с.

УДК 621.791
А.П. ЧУРИКОВ

Технология диффузионной сварки в вакууме пластин магнитострикционного привода малых перемещений узлов станка

Диффузионная сварка в вакууме совершенствует методы сварочного производства и находит широкое применение в радиоэлектронике, электротехнике, машиностроении, космической технологии и др. Данный метод обеспечивает получение вакуумно-плотных, термостойких, виброустойчивых, разнородных по материалам сварных соединений при сохранении высокой точности геометрических размеров, форм изделий и приводов сверхточных перемещений узлов металлорежущих станков, заменяет пайку, аргонодуговую и точечную электроконтактную сварку и метод клепки.

Сущность процесса диффузионной сварки заключается в использовании явления взаимной диффузии атомов соединяемых металлов и сплавов, в нашем случае, взаимной диффузии атомов никеля НВК-1 и сплава пермендюра К48Ф2 при нагреве их в вакууме $2 \cdot 10^{-4}$ – $2 \cdot 10^{-5}$ мм ртутного столба выше температуры рекристаллизации более легкоплавкого материала без расплавления его поверхности. Температура рекристаллизации никеля равна 480°C – 630°C , температура плавления равна 1455°C , а пермендюра соответственно — 650°C – 850°C и 1600°C – 1650°C .

Существенное влияние на качество диффузионного соединения оказывают чистота обработки и качество подготовки рабочих поверхностей свариваемых элементов и требует не ниже 6 класса шероховатости. Поэтому пластины из никеля и пермендюра предварительно были получены методом горячей прокатки на прокатном стане с последующим шлифованием пластин пермендюра.

Существует определенная зависимость между прочностью сварного соединения и режимом диффузионной сварки. В результате опытной сварки образцов получены следующие оптимальные режимы сварки: температура нагрева равна 1000°C , удельное давление 15 Н/мм^2 , время диффузионной сварки 25 мин, что обеспечивает прочность на разрыв сварного шва 350 Н/мм^2 и относительную деформацию 1,5%.

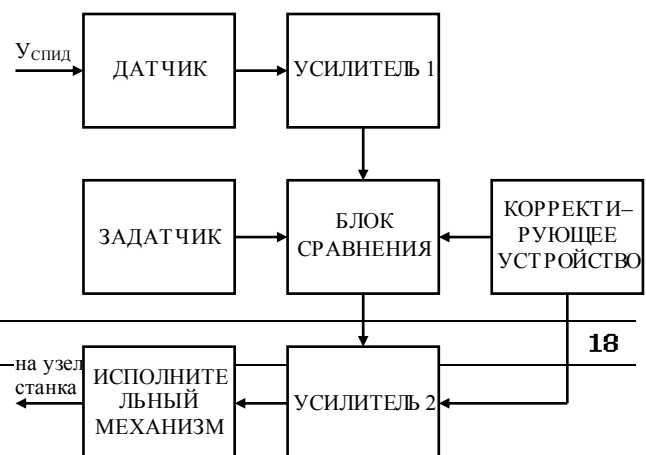
Перед сваркой обезжиренные пластины были собраны в пайст в шахматном порядке, т.е. никель с отрицательной магнитострикцией, пермендюр с положительной стрикцией, никель, пермендюр и т.д. Затем пакет подвергается травлению для снятия окисных пленок, препятствующих диффузированию атомов соединяемых деталей между пластиной из никеля и сплава пермендюра. Там, где не требуется наличия сварного шва по длине магнитострикционного привода, используется обезвоженная тонкостенная слюда толщиной 0,01–0,03 мм.

Затем собранный пакет помещается в вакуумной камере. Чтобы не допустить коробления пластины в процессе нагрева, прилагается усилие поджима их от пуансона. Затем из камеры выкачивается воздух, после чего производится нагрев с помощью тока высокой частоты в течение 30–35 мин, после чего пластины в зоне сварки сжимаются с рабочим удельным давлением. Диффузионная сварка осуществляется с помощью диффузионника, который приводит в направленное колебание атомы никеля и пермендюра и их взаимное проникновение в глубь друг друга по площади сварного шва. Охлаждение пакета производится в вакууме в течение 2 часов.

Полученный магнитострикционный привод обеспечивает точность перемещения узлов станка, оснащенного САУ, до 1 мкм на широком диапазоне регулирования упругими деформациями системы станок – приспособления – инструмент – деталь (СПИД), а также для настройки режущего инструмента на требуемый настроечный размер на станке и вне станка.

Разработанный привод был использован в общей САУ процессом шлифования на круглошлифовальном станке, обеспечивающей следующие циклы абразивной обработки.

1. Ускоренный подвод шлифовального круга к обрабатываемой детали.
2. Ускоренное врезание до достижения заданного радиального усилия.
3. Черновое шлифование с заданным постоянным радиальным усилием и постоянной продольной подачей.
4. Переключение с чернового шлифования на чистовое с включением системы программного управления радиальным усилием на этапе чистового шлифования.
5. Переключение с чистового шлифования на этап управляемого выхаживания с поддержанием постоянства диаметрального размера по всей длине шлифования.



6. По достижении заданного размера производится быстрый отвод круга от детали в исходное положение и остановка хода стола станка и вращения детали.

Рассмотрим более подробно САУ процессом шлифования на этапе выхаживания. Функциональная схема управления упругими перемещениями системы СПИД путем изменения размера статической настройки показана на рисунке.

Функциональная схема САУ на этапе выхаживания

Действительный размер $U_{\text{спид}}$, полученный на этапе выхаживания, снимается виброгенераторным датчиком ВГД-10, сигнал которого усиливается усилителем 1. В блок сравнения поступают два сигнала: первый сигнал от задатчика требуемого размера обрабатываемой детали и второй – от усилителя 1.

Затем сигнал рассогласования повторно усиливается усилителем 2 и поступает на

исполнительный механизм. В качестве исполнительного механизма используется вышеразработанный магнитострикционный привод для малых перемещений узла задней бабки круглошлифовального станка на этапе управляемого выхаживания.

При управляемом выхаживании постоянно продольной подачи стола станка в долях высоты шлифовального круга обеспечивается за счет поддержания неизменными скорости движения стола и скорости вращения шлифуемой детали. Для этого в САУ предусмотрено корректирующее устройство (см. рис.).

На данном этапе САУ поддерживает постоянно расстояния между режущей кромкой шлифовального круга и осью обрабатываемой детали путем внесения поправок в размер статической настройки системы СПИД, что позволяет получить точность обработки в пределах 2-5 мкм, низкую шероховатость и повышение производительности на 30-50%.

УДК 669.046.511.2

А.З. ИСАГУЛОВ
С.Г. КАНУНИКОВА
В.Ю. КУЛИКОВ
О.С. СОГРИНА
В.В. ЯКОВЛЕВ

Способы интенсификации ваграночного процесса

Известно, что процесс плавки чугуна в вагранке основывается, прежде всего, на определенных взаимосвязях конструктивных и технологических параметров. При этом в каждом отдельном случае при различных конструктивных параметрах вагранок с использованием различных сортов кокса и его количества и при различной температуре подогрева дутья были получены различные показатели процесса.

На ЗАО «КМЗ им. Пархоменко» в литейном цехе находится вагранка внутренним диаметром 800 мм. Зона, в которой протекает реакция взаимодействия кислорода с топливом, называется кислородной. Здесь происходит основная реакция горения топлива (рис. 1):

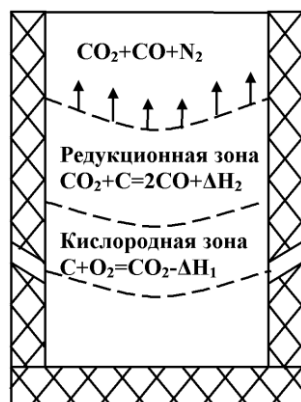
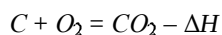


Рис. 1. Горение топлива в холостой колоше вагранки

Реакция горения топлива протекает в диффузионной области гетерогенного процесса, и скорость ее зависит от скорости диффузии кислорода из турбулентного ядра потока через ламинарный слой к поверхности горения топлива. Эта скорость зависит от температуры газовой фазы, концентрации кислорода в ней и скорости потока газов.

На рис. 2 показано изменение температуры газовой фазы по высоте вагранки в случае применения холодного воздуха, не обогащенного кислородом (кривая 1), и подогретого воздуха или воздуха, обогащенного кислородом (кривая 2). Слева показан характер разгара футеровки: более вытянутый вверх для первого случая и более сконцентрированный — для второго.

Высоты зон перегрева капель металла при работе вагранок на холодном и горячем дутье станут почти одинаковыми при одинаковом расходе кокса. А так как при горячем дутье температура в зоне перегрева выше, то и температура металла, выпускаемого из вагранки, будет выше. Флюсы, соединяясь с золой кокса и посторонними примесями, образуют шлак, который состоит из основных окислов (SiO_2 , Al_2O_3 , CaO). По мере расплавления металлической шихты и выпуска металла и шлака в шахту печи загружают новые колоши металла, кокса и флюса.

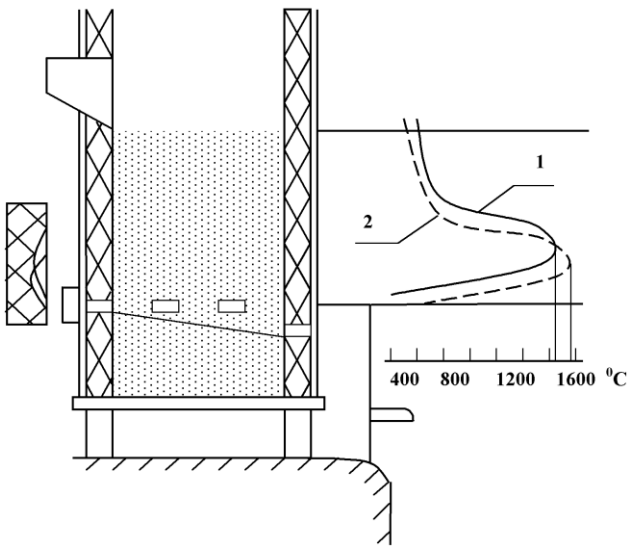


Рис. 2. Изменение температуры газовой среды по высоте вагранки 1 — при холодном дутье; 2 — при горячем дутье или при дутье, обогащённом кислородом

Ваграночные газы, которые закончили теплообмен с шихтой, называются колошниковыми. Через трубу и искрогаситель они выбрасываются в атмосферу. Эти газы содержат большое количество пыли и токсичных газов (угарного, серного, сернистого). Для того чтобы определить оптимальные параметры вагранок, необходимо воспользоваться математико-статистической моделью ваграночного процесса.

Для решения задачи была разработана математико-статистическая модель ваграночного процесса с основными показателями [2]: удельная производительность вагранки g и температура выплавляемого чугуна t_q . В качестве аргументов приняли полезную высоту H_n ; сечение основного ряда фурм e_1 ; высоту горна h_g ; давление P и расход W дутья; расход кокса K_p и размер его кусков d_k ; вес металлической колоши M ; высоту холостой колоши $h_{хк}$; длительность плавки τ . Учитывалась и форма выходного сечения фурм: отношение части периметра шахты, занятой фурмами, ко всему периметру L_1 .

Для нахождения количественных характеристик изучаемых связей установили парные корреляционные зависимости показателей плавки от каждого аргумента. В качестве критерия оптимальности применяли наибольшее значение удельной производительности и температуры выплавляемого чугуна.

На рис. 3 приведены поля корреляции для вагранок диаметром 800 мм. Поля корреляции построены [3] на основе данных о работе 1100 действующих вагранок с диаметром 600-1300 мм. В качестве группировочного признака принят диаметр вагранки. По этому признаку все вагранки подразделили на шесть групп: 600, 700, 800, 900, 1000-1100, 1200-1300; количество данных было достаточным для проявления действия закона больших чисел. Видно, что существует определенная зависимость g и t_q от основных конструктивных и технологических параметров.

Подтвердились известные зависимости повышения t_q с увеличением K_p и d_k , роста g с увеличением W и уменьшением g с повышением K_p . Сила связи между показателями плавки и параметрами характеризуется коэффициентами корреляции r , если зависимость прямолинейная, и корреляционными отношениями η , находящимися в пределах 0,40-0,65.

Уравнения регрессии зависимостей g и t_q для вагранок всех групп и для определенных на рис. 3 графиков вагранок диаметром 800 мм следующие:

$$g = 2,68 H_n - 0,29 H_n^2 + 1,08;$$

$$t_q = 1019 + 166 H_n - 19 H_n^2;$$

$$g = 5,97 + 0,146 e_1 - 0,0035 e_1^2;$$

$$t_q = 1276 + 7,6 e_1 - 0,18 e_1^2;$$

$$g = 1,51 P^{0,277};$$

$$t_q = 1047 P^{0,041};$$

$$g = 10,87 - 0,25 K_p;$$

$$t_q = 1306 + 4,67 K_p;$$

$$t_q = 1436 - 0,142 h_g.$$

Уравнения регрессии таких же зависимостей для вагранок других диаметров имеют подобный вид.

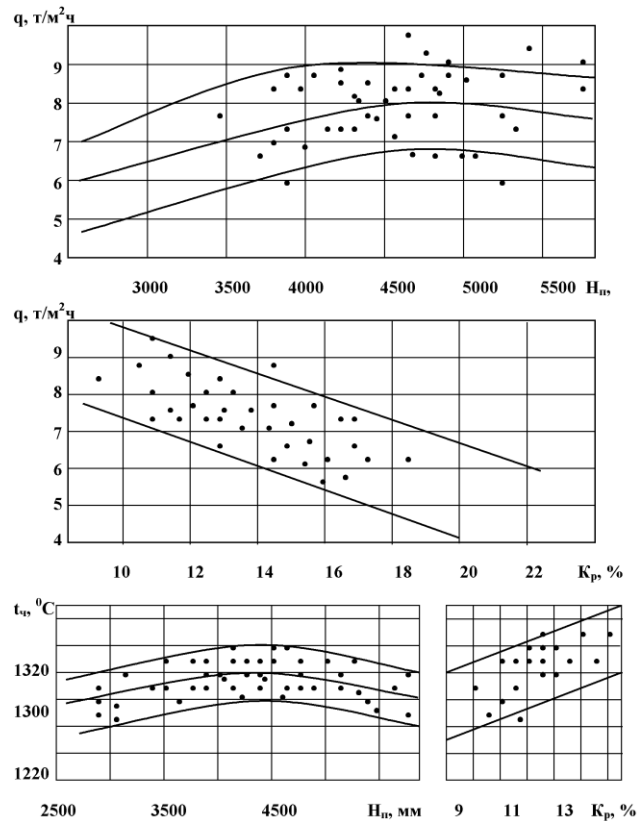


Рис. 3. Корреляционные поля основных параметров

Приравняв к нулю первые производные уравнений параболического типа, находим значения параметров, соответствующих максимуму g или t_q . Оптимальные значения параметров вагранок диаметром свыше 1300 мм установлены методом экстраполяции. Взаимосвязь трех основных конструктивных параметров — диаметра D_6 , высоты H_n и сечения фурм e_1 — приведена в таблице.

ВЗАИМОСВЯЗЬ ОСНОВНЫХ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВАГРАНОК НОРМАЛЬНОГО РЯДА

$D_{\text{в}}$, мм	700	800	900	1100	1300	1500	1800	2100
$H_{\text{в}}$, мм	3750	4200	4500	4800	5300	6200	7000	7700
e_1 , %	22	21	20	19	18	18	17	17

Установлено, что с увеличением веса металлической колоши в два раза температура чугуна понижается на 25...30°C. Потери температуры чугуна в горне достигают 20°C на каждые 100 мм высоты горна. Увеличение расхода кокса с 10 до 15% повышает $t_{\text{ч}}$ на 30...40°C, а g снижается на 1,2...1,4 т/м²×ч. Влияние длительности плавки незначительно. Размеры толщины футеровки не отразились на показателях плавки.

Совместное влияние исследуемых факторов и относительная сила влияния каждого были установлены при решении многофакторной корреляционной модели. Получены уравнения множественной регрессии, по которым можно определить ожидаемые производительность и температуру чугуна для данных конструкций вагранки и условий плавки.

Изначально на «холостую колошу» шла загрузка 750 кг металлической шихты, после чего следовала пересыпка кокса, известняка и ферросплавов. Затем снова заваливались 750 кг шихты. При таких условиях расход кокса на «холостую колошу» определялся следующим образом:

$$B_{\text{к}} = \gamma_{\text{к}} \times F_{\text{в}} \times h_{\text{х.к.}},$$

где $\gamma_{\text{к}}$ — удельный вес кокса, кг/м³, $\gamma_{\text{к}} = 450$ кг/м³;
 $F_{\text{в}}$ — площадь поперечного сечения вагранки, м²;
 $h_{\text{х.к.}}$ — расчётная высота слоя «холостой колоши», м.

$$h_{\text{х.к.}} = h_{\text{з}} + h_{\text{ф}} + h_{\text{в.з.}},$$

где $h_{\text{з}}$ — высота горна от пода до нижнего края фурм, м;
 $h_{\text{ф}}$ — высота фурм, м;
 $h_{\text{в.з.}}$ — расстояние от верхней границы плавильного пояса до фурм, м.

$$h_{\text{х.к.}} = 0,6 + 0,1 + 0,7 = 1,4;$$

$$B_{\text{к}} = 450 \times 1,4 \times 1,4 = 882 \text{ кг.}$$

Расход кокса на одну плавку металлической завалки:

$$B_{\text{м}} = M \times 3,$$

где M — количество металлической завалки за один розжиг вагранки, кг. Берём 3т из таблицы;
 3 — процент загрузки кокса от веса металлической завалки.

$$B_{\text{м}} = 3000 \times 0,177 = 531 \text{ кг.}$$

Технологический расход топлива при плавке чугуна в вагранке находится по формуле:

$$B_{\text{т.е}} = \frac{\hat{A}_{\text{а}} \times Q_{\text{а}} + (\hat{A}_{\text{о}} + \hat{A}_{\text{в}}) \times Q_{\text{е}}}{7000}, \text{ кг. у. т.},$$

где $Q_{\text{д}}$ — низшая теплота сгорания топлива, ккал/кг;
 $Q_{\text{к}}$ — низшая теплота сгорания натурального литейного кокса, ккал/кг.

$$B_{\text{т.е}} = \frac{170 \times 4500 + (882 + 531) \times 6800}{7000} = 1482 \text{ кг. у. т.}$$

Были произведены испытания по завалке следующим образом: с целью сокращения времени загрузки шихты, увеличена высота «холостой колоши», уменьшена масса кокса в рабочей колоше, металлозавалка до пересыпки стала составлять 1000 кг, то есть вместо четырёх завалок требуется три.

Высота «холостой колоши» была увеличена на 15 см.

$$h_{\text{х.к.}} = 0,6 + 0,1 + 0,85 = 1,55 \text{ м,}$$

$$B_{\text{к}} = 450 \times 1,4 \times 1,55 = 977 \text{ кг.}$$

Затраты на пересыпку кокса составили 210 кг. Учитывая, что на 3 т требуется две пересыпки, $B_{\text{м}} = 420$ кг.

$$B_{\text{т.е}} = \frac{170 \times 4500 + (977 + 420) \times 6800}{7000} = 1466 \text{ кг. у. т.}$$

Удельный расход топлива на тонну годного литья:

$$B_{\text{од}} = \frac{\hat{A}_{\text{т.е}}}{\eta \times \hat{I}}, \text{ кг. у. т./т.},$$

где η — коэффициент выхода годного литья, $\eta = 0,94\%$,

$$B_{\text{од}} = \frac{1466}{0,94 \times 3} = 520 \text{ кг. у. т./т.}$$

Таким образом, при небольшом сокращении расхода кокса сократились затраты времени на плавку. С повышением производительности вагранки, сокращение затрат кокса будет более ощутимым. Температура металла на выходе осталась прежней, порядка 1380°C. Для выравнивания химического состава используются так называемые «прослойки». То есть FeSi , FeMn , рассчитанные на завалку, подаются в вагранку не сразу, а разбиваются на несколько частей и поступают в вагранку в течение всей завалки.

Произведённые испытания предполагают возможности интенсификации ваграночной плавки. Применение комплексной автоматизации и ЭВМ позволит наряду с обычным эффектом вскрыть резервы и перспективы ваграночной плавки, которая, очевидно, ещё на долгие годы останется основным видом агрегата для плавки чугуна в литейном производстве.

УДК 621.744.079.001.5

Т.Ж. ЖУКЕБАЕВА
С.Г. КАНУНИКОВАИсследование условий поверхностного
модифицирования и легирования отливок из серого

чугуна в литейной форме

Начало широким исследованиям поверхностного модифицирования и легирования отливок положено А.А. Горшковым и Е.И. Рабиновичем [1].

Наряду с техническими аспектами изучались и вопросы механизма переноса. Последними исследованиями установлено, что непременным условием для заметного массопереноса активного компонента в металл является наличие жидкой фазы в пристеночном слое отливки. Продолжительность пребывания отливки в твердожидком и жидкотвердом состоянии увеличивается, главным образом, разностью температур металла и формы, т.е. повышение температуры заливки должно сохранить устойчивость жидкой фазы. Однако практика поверхностного модифицирования и легирования отливок показывает, что повышение температуры заливки не всегда способствует повышению эффективности этого процесса.

Перегрев металла в реальных условиях затвердевания отливки в форме повышает также перегрев формы и изменяет условия охлаждения чугуна. Это положение приобретает особо важное значение при затвердевании тяжелых отливок с толщиной стенки 200 мм и более.

По-видимому, эффективность поверхностного модифицирования и легирования зависит, прежде всего, от характера затвердевания отливки (объемный или последовательный).

В опытах по поверхностному модифицированию крупных отливок борной кислотой и шлаком феррохромового производства учитывали различные условия кристаллизации металла в форме.

Для поверхностного легирования и модифицирования крупных отливок из серого чугуна нами опробованы: ферробор, карбид бора, бура, борная кислота.

Наиболее сильное влияние на структуру поверхностного слоя отливок оказывает ферробор. Стержни покрывали пастами из 75-85% дробленого ферробора фракцией 0,1÷0,5 мм и 15-25% асбестовой крошки. В качестве связующего использовали жидкое стекло. При толщине покрытия 2 мм глубина слоя с измененной структурой составляла 10-12 мм. У поверхности (до 5 мм) наблюдалась зона сплошных карбидов (рис. 1). За ней следовала переходная зона шириной 2-3 мм, характеризующаяся постепенным уменьшением количества карбидов и появлением отдельных графитовых включений. На глубине 8-12 мм — металлическая основа перлитная с измельченным графитом.

Воздействие карбида бора на структуру чугуна значительно меньше, чем ферробора. При использовании паст, состоящих из 75-85% карбида бора и 15-25% асбестовой крошки, глубина модифицированного слоя не превышала 2 мм. В этой зоне наблюдалась карбидо-перлитная структура с мелкими включениями графита (рис. 2). Более сильное влияние проявилось в том случае, когда на стержень наносили чистый порошок, замешанный на

жидком стекле или на патоке; глубина модифицированного слоя достигала 4 мм.

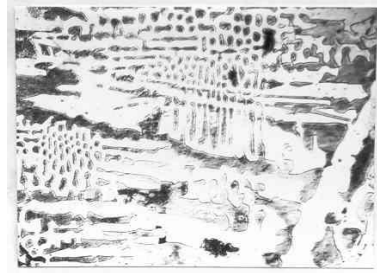


Рис. 1. Микроструктура чугуна рабочего слоя отливки, легированного ферробором. Травлено. ×10



Рис. 2. Микроструктура чугуна рабочего слоя отливки, легированного карбидом бора. Травлено. ×10

Наиболее широкое применение в процессе поверхностного модифицирования нашли бура и борная кислота. Возможность использования этих материалов без предварительной подготовки, низкая стоимость, недефицитность и довольно сильное влияние на структуру чугуна позволяют отнести буру и борную кислоту к числу наиболее подходящих материалов для поверхностного модифицирования отливок.

На основе буры и борной кислоты исследовано и опробовано в заводских условиях более 30 составов активных паст и красок. При использовании буры в составе активных красок в поверхностном слое отливок проявляется три структурные зоны: 1 — карбидо-перлитная с преобладанием карбидов (рис. 3, а) толщиной до 2 мм; 2 — переходная зона (2-3 мм), характеризующаяся появлением графита (рис. 3, б); 3 — зона с измельченным графитом и отдельными включениями карбидов (рис. 3, в). Глубина этой зоны колеблется от 3 до 5 мм.

При использовании борной кислоты в составе активных красок количество карбидов в чугуне рабочего слоя отливок значительно меньше, чем при использовании буры. Глубина отбеленной зоны обычно не превышает 0,5-1,0 мм. Наряду с карбидами наблюдается незначительное количество измельченного (на 1-2 балла) графита (рис. 4, а). На глубине до 5-7 мм карбиды встречаются лишь в виде отдельных включений (рис. 4, б), часто по границам зерен (рис. 4, в).

Влияние борной кислоты проявляется, главным образом, при формировании графита. В обычном чугуне графит располагается в виде крупных колоний почти с самой поверхности (рис. 5, а). В чугуне,

модифицированном борной кислотой, наблюдаются разрозненные включения на глубину более 10 мм (рис. 5, б). Бор способствует заметному измельчению графита, особенно в ваграночном чугуна (рис. 5, в, г). Площадь, занимаемая графитом, уменьшается, примерно, на один балл.

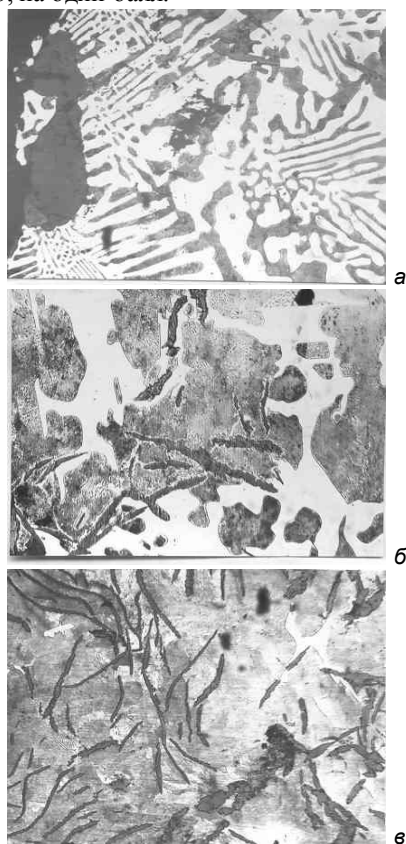


Рис. 3. Микроструктура рабочего слоя отливки, подвергнутой поверхностному модифицированию борной кислотой: а — на глубине до 2 мм; б — на глубине 3 мм; в — на глубине 7 мм. Травлено азотной кислотой. $\times 10$

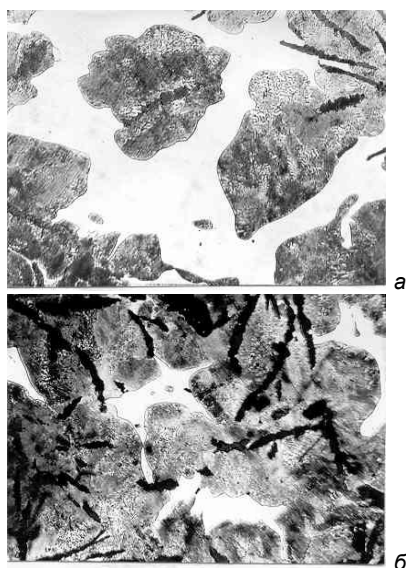
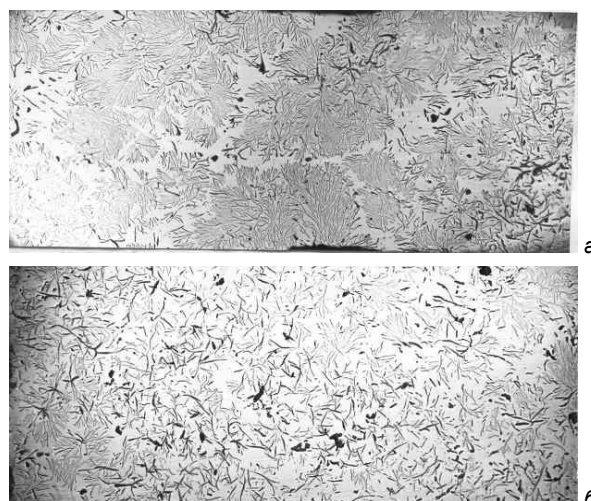


Рис. 4. Микроструктура рабочего слоя изложницы, подвергнутой поверхностному модифицированию борной кислотой: а — на глубине 1 мм; б — на глубине 4-5 мм; в — на глубине 6-7 мм. Травлено азотной кислотой. $\times 10$

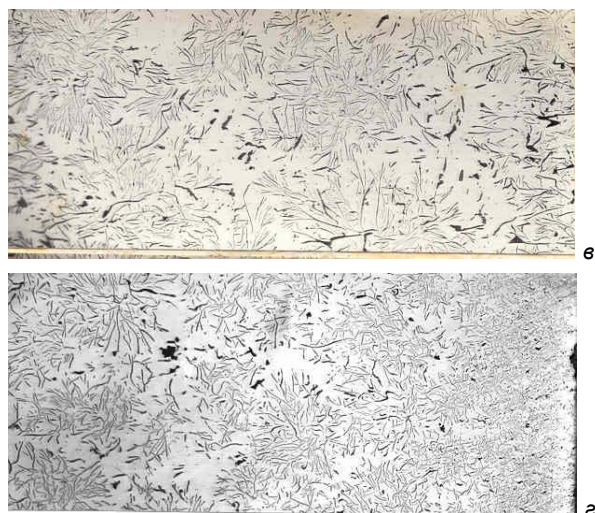
Таким образом, бора и борная кислота проявляют свое влияние на структуру чугуна, в основном, как модификаторы. Появление карбидов, вероятно, связано с повышением степени переохлаждения борсодержащих чугунов. Однако эти карбиды не представляют собой новую фазу на основе бора. Определение углерода и железа в карбидной фазе с помощью микроанализатора М.С. 46 «Камека» показало, что ее состав соответствует цементиту. Высокочувствительным прибором бора в карбидах не обнаружено.

Методом масс-спектрального анализа также не удалось зафиксировать большого количества бора в чугунах отливок, подвергнутых поверхностному модифицированию бурой и борной кислотой. Содержание бора на глубину до 2 мм не превышает 0,088%; до 4 мм — 0,0062%; на большем расстоянии от рабочей поверхности обнаружены лишь следы бора, а в некоторых образцах — 0,001-0,002% В.

Следует отметить, что для масс-спектрального анализа были отобраны образцы с содержанием карбидной фазы не менее 50% (по площади шлифа) на глубину до 3-4 мм.



Чугун доменной плавки



Чугун ваграночной плавки

Рис. 5. Макроструктура рабочего слоя отливки: а, в – обычный чугун; б, г – чугун, модифицированный борной кислотой. Не травлено. $\times 7,5$

Наличие бора в карбидной фазе обнаружено лишь при цветном избирательном травлении реактивом Ле-Шателье. Карбиды окрашивались в желто-коричневый и голубой цвета (рис. 6), характерные для фаз, содержащих бор. Перлит при этом не проявлялся.

Микротвердость карбидной фазы в борсодержащих чугунах. Измеренная на приборе ПМТ-3 при нагрузке 100 г, колеблется в пределах 858–882 кг/мм²; в некоторых образцах — 1030 кг/мм². В обычном чугуне, затвердевшем белым в тонких образцах, микротвердость не превышает 800 кг/мм².

Полученные данные позволяют предположить, что в цементите отдельные атомы углерода замещены бором. Причем образующийся бороцементит, по-видимому, имеет переменный состав, о чем свидетельствуют колебания показателей по микротвердости и различная окраска даже одних и тех же включений при избирательном травлении (рис. 6).

Анализ системы Fe-C-B с точки зрения современных представлений об электронном строении атомов также свидетельствует о том, что образование боридов железа в чугуне мало вероятно. В состоянии изолированного атома бор имеет конфигурацию валентных элементов $2S^22P^1$; углерод — $2S^22P^1$, железо — $3d^64S^2$. При образовании соединений бора (состояние возбужденного атома) характерен S-P — переход с образованием энергетически более устойчивой SP^2 — конфигурации, которая в свою очередь стремится перейти в еще более стабильную конфигурацию SP^3 , что возможно в результате захвата электронов партнера.

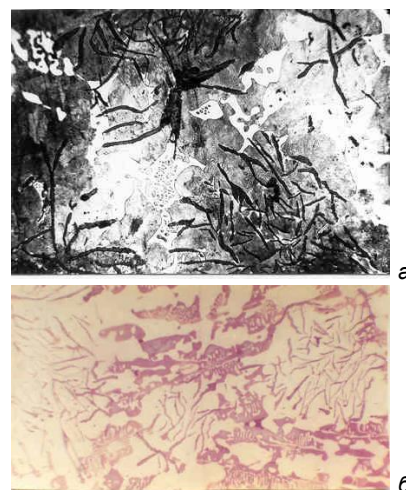


Рис. 6. Микроструктура чугуна, модифицированного борной кислотой: а – травлено азотной кислотой; б – травлено реактивом Ле-Шателье. $\times 100$

Железо, имея недостроенный 3d-уровень и заполненный последующий 4S-уровень, относится к переходным металлам. В образовании химических связей принимают участие не только электроны 4S-уровня, но и электроны незаполненного 3d-уровня. В состоянии возбужденного атома возможно два устойчивых состояния: d^10 - и d^5 -конфигураций. Конфигурация d^5 более устойчива, чем d^10 , так как, по правилу Гунда, при заполнении уровней с одинаковой энергией электроны располагаются таким образом, чтобы суммарное спиновое число было максимальным, что выполняется при условии, когда спины электронов еще не спарены (параллельны). В системе Fe-B железо стремится отдать часть электронов для достижения d^5 -конфигурации, а принятые бором электроны способствуют созданию наиболее стабильной SP^3 -конфигурации.

Соединения FeB и Fe₂B базируются на высоком статистическом весе d^5 -конфигурации.

При одной и той же концентрации бора в системах Fe-B и Fe-B-C относительный статистический вес d^5 -конфигурации во второй системе существенно снижается за счет повышения статистического веса S-P-конфигураций, вносимых углеродом. Это объясняется наличием S-P-перехода и в атомах углерода, в результате чего получается устойчивая его конфигурация SP^3 .

На основании исследования структуры, свойств борсодержащего чугуна и анализа типа связей с системами Fe-B и Fe-B-C можно заключить, что бор в чугуне находится, в основном, в виде бороцементита. Образование боридов маловероятно.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Вейник А.И. Термодинамика литейной формы. М.: Машиностроение, 1968.
2. Гиршович Н.Г. Кристаллизация и свойства чугуна в отливках. М.: Машиностроение, 1966.
3. Воздвиженский В.М. и др. Литейные сплавы в машиностроении и их плавка. М.: Машиностроение, 1986.

А.Ф. ЧЕКИМБАЕВ
С.О. БАЙСАНОВ
М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ
А.Б. АХМЕТОВ
Б.А. АМУРГАЛИНОВ
А.А. ЖАРМЕНОВ

Теоретические и технологические исследования по разработке технологии и освоению производства ферросиликоалюминия

Использование комплексных кремнеалюминиевых сплавов является одним из эффективных путей повышения качества стали и снижения ее себестоимости благодаря низкому угару алюминия и кремния, а также более глубокой очистке стали от неметаллических включений.

Химико-металлургическим институтом на базе мини-завода ФСА в Экибастузе разработана и внедрена технология получения ферросиликоалюминия (ФСА) карботермическим методом из углистых пород экибастузского месторождения. Процесс выплавки сплава осуществляется с применением в качестве исходного сырья одной лишь углистой породы, без добавления кокса. По данным петрографических исследований, углистые породы состоят из каолинита ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$) 25-55%, углистого вещества 8-55%, кварца 2-5%, сидерита 12-22%, гидроксида железа до 3%, слюды контранита 10-20%, вюстит, пирита и оксидных и карбонатных микровключений кальция, магния и титана. Органическая часть углистых пород представлена на 70-75% микрокомпонентами витринита и фюзинита и до 6% лейптинита.

Установлено, что углистые массы в породах сложены в виде крупных агрегатов или прослоек попеременно с глинистыми частицами, состоящими из оксидов кремния и алюминия, железо находится в виде самостоятельной фазы — сидерита. Тесный контакт углистых масс с оксидами минеральной части играет положительную роль в процессе высокотемпературного восстановления. Прожилки углерода, расходясь в результате реакций с минеральной частью, образуют тонкие капилляры, способствующие хорошей газопроницаемости шихты и раннему карбидообразованию, препятствующему спеканию шихты на колошнике.

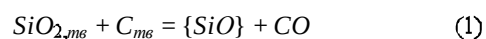
Процесс выплавки ФСА сопровождается множеством конкурирующих реакций при восстановлении кремния и алюминия. Высокие температуры и сложность взаимодействия в системе $Fe-Si-Al-C-O$ в процессе карботермического восстановления, сопровождающегося образованием ряда конденсированных промежуточных продуктов, затрудняют проведение высокотемпературного эксперимента в плане контроля составов и накопления промежуточных и газообразных продуктов, зачастую существующих только в определенных температурных интервалах. В литературе имеются описания исследований только для бинарных систем $Fe-C$, $Fe-Si$, $Si-Al$. Отсутствие термодинамических сведений для расплавов системы $Fe-Si-Al-C-O$ в широком интервале состава и температуры требует принятия определенных допущений, позволяющих максимально учесть особенности реального процесса для оценки фактического выхода продуктов реакции

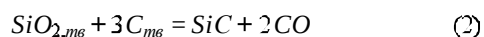
при выплавке ФСА. Характер протекания процесса восстановления и составы получаемых сплавов в значительной степени определяются соотношением шихтовых материалов и электрическими режимами, для определения которых был проведен термодинамический анализ системы $Fe-Si-Al-C-O$ методом минимизации энергии Гиббса. При выборе структуры модели для максимального приближения системы к реальным условиям было принято, что в фазах переменного состава (металл, шлак и т.д.) независимые элементы (Fe , Si , Al , C , O , Ti и т.д.) и различные сложные между ними соединения в жидком состоянии в дальнейшем образуют идеальный раствор. При этом учитывалась только энергия Гиббса взаимодействия при образовании этих соединений без учета энергетики взаимодействия между этими соединениями. В выбранной структуре модели присутствуют три фазы переменного состава (газовая, металлическая и шлаковая) из независимых основных элементов (Fe , Si , Al , C , O), а также из присутствующих в составе золы примесных компонентов (Ca , Mg , Ti , P , S , Na , K) и шесть индивидуальных соединений (конденсированные фазы) — карбиды кремния, алюминия, железа, кальция, титана и свободный углерод. Согласно модели в состав 9 структурных фаз (газовая, металлическая, шлаковая, карбиды Fe , Si , Al , Ca , Ti и графит) вошли 43 индивидуальных вещества. Исходные термодинамические данные взяты из справочников [1-4].

В качестве исходного сырья была принята углистая порода Экибастузского бассейна зольностью — 53%, летучие — 15%, твердый углерод — 32% и содержанием компонентов в минеральной части углистой породы (в % по массе): SiO_2 — 57; Al_2O_3 — 34; Fe — 3,5; остальное примеси, характерные для золы углей. Кварцит с содержанием 98% кремнезема, до 2% примесных компонентов. Общее давление газовой фазы принималось постоянным, равным 0,987 атм., и применительно к ней модель была открытой.

По результатам моделирования построена политерма равновесного состояния в системе $Fe-Si-Al-C-O$, представляющая собой графики изменения мольного количества того или иного вещества в зависимости от температуры (рис.1). Полученные при этом данные можно условно разбить на три части: температурные интервалы — 1373-1923 К, 1923-2323 К и 2323-2473 К.

Как видно из политермы, при $T = 1823$ К наблюдаются резкий подъем кривых SiC и CO и резкое снижение мольного количества SiO_2 в смеси, что указывает на возможность протекания следующих реакций:



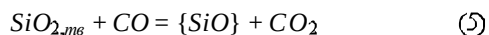
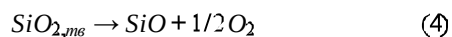


Параллельно происходит образование сплава FeSi по реакции, которая усиливается во второй температурной зоне:

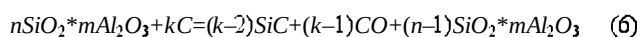


здесь же наблюдается почти симбатное снижение мольных количеств карбида кремния и углерода (рис.1).

Субоксид кремния образуется при восстановлении кремнезема окисью углерода и при диссоциации кремнезема:



Однако преимущественно он образуется при взаимодействии высшего оксида с кремнием при $T = 1986$ К, ввиду близкого контакта расплавленного оксида с кремнием в металле, о чем свидетельствует начало роста количества субоксида кремния выше 2000 К. При $T = 1866$ К происходит снижение концентрации муллита, вследствие его реакции с углеродом и образования SiC.



В конечных продуктах наблюдается тенденция роста карбида кремния, образование которого возможно непосредственно при взаимодействии кремнезема и субоксида кремния с углеродом.

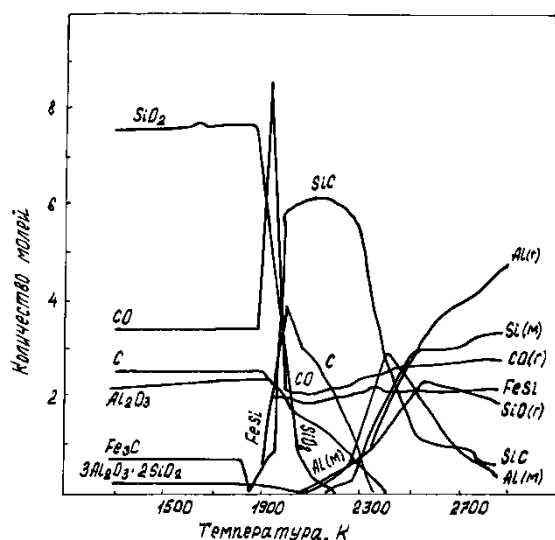
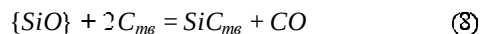
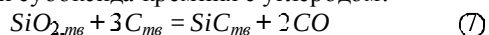
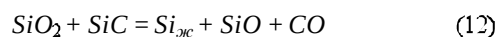
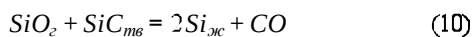
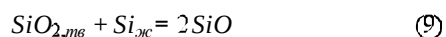


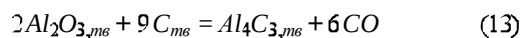
Рис. 1. Изменение мольных количеств продуктов реакций в системе Fe-Si-Al-O-C в зависимости от температуры

В температурном интервале 1923 – 2323 К наряду с реакциями (1-8) возможны взаимодействия по реакциям:

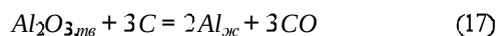
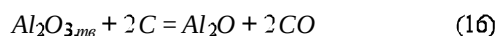
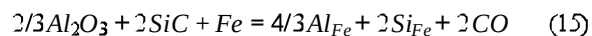
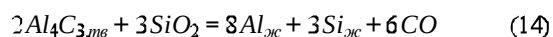


Происходит разложение минеральной части углистой породы (силикатов алюминия) на Al_2O_3 и SiO_2 и взаимодействие последних с углеродом.

При $T = 2073$ К начинается распад муллита и образование карбида алюминия:

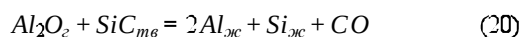
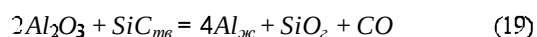


Повышенное содержание кремнезема приводит к разрушению карбидов алюминия с образованием кремнеалюминиевого сплава:



При температурах выше 2323 К значительно снижается концентрация карбида кремния и возрастание содержания кремния и алюминия в сплаве.

При $T = 2473$ начинается интенсивное развитие реакций:

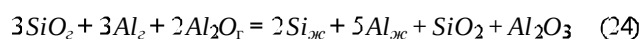
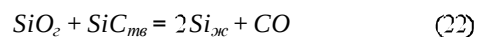


Одновременно происходит испарение алюминия в интервале температур 2573-2873 К:



На основе построенной политемической диаграммы был установлен оптимальный температурный интервал процесса образования сплава, равный 2323-2573 К, в котором потери элементов в газовую фазу в виде Al_2 и субоксидов SiO и Al_2O не превышают 20-30% для кремния и 35-50% для алюминия.

В реальных условиях потери в газовую фазу для кремния и алюминия стабильно составляли соответственно 15-25% и 20-25% и тем самым отличались от результатов термодинамического анализа. Данное обстоятельство объясняется конденсацией паров алюминия и субоксидов в верхних зонах шихты и их возвратом в реакционную зону:



Во избежание потерь ведущих элементов через газовую и шлаковую фазы необходимо соответствие геометрических размеров печей и электрических режимов, чтобы поддерживать необходимый уровень удельной мощности на единицу площади реакционной зоны в ванне печи. В противном случае перегрев приведет к резкому увеличению потерь через испарение до 30-45% Si и 70-80% Al, а недостаток тепла — к преобладающему образованию карборунда

и потерям кремния и алюминия в тугоплавкой шлакокарбидной массе.

Исследованиями установлено, что в температурном интервале 2323-2573 К при недостатке восстановителя на 5-10% относительно стехиометрии наблюдаются рост извлечения ведущих элементов в сплав и увеличение выхода металла. При недостатке восстановителя 10-20% или при его избытке до 20% относительно стехиометрии происходит расстройство процесса в результате образования шлакокарбидной массы. Выявлено наиболее оптимальное соотношение $\text{SiO}_2 / \text{Al}_2\text{O}_3$ в исходной шихте, равное 4,2-5,7 (в мол.ед.), при котором достигается более полное извлечение ведущих элементов в металл.

С целью проверки результатов термодинамического анализа системы Fe-Si-Al-C-O изучили кинетику совместного восстановления оксидов кремния и алюминия углеродом из углистых пород. Составы шихты были составлены с избытком восстановителя — 20%, стехиометрическим количеством углерода и с недостатком восстановителя. Опыты проводились в печи Таммана, с регистрацией убыли массы исследуемых образцов при продолжительности 10, 20, 40, 60 минут в инертной атмосфере с изотермической выдержкой при температурах 1873, 1973 и 2073 К. Температура контролировалась термопарой ВР-5/20. Степень восстановления оценивали по количеству выделившегося газа, принимая, что он полностью состоит из оксида углерода, и по убыли массы навески. После каждого опыта продукты подвергались химическому и рентгеноструктурному анализу. Графики изменения выхода продуктов (SiC , SiO , SiO_2 и Al_2O_3) из шихты в зависимости от времени для различных температур и уровня содержания углерода представлены на рис. 2 и 3.

В опытах при 1873 К и стехиометрическом содержании углерода общая потеря массы за 60 мин составила 30%. В отходящих газах содержание CO — 80,3 %, SiO — 19,7%. Через 20 минут после начала выдержки происходит замедление скорости восстановления (потери массы в единицу времени). Продукты плавки представлены SiC (22,9%), Al_2O_3 и «свободным» углеродом (15,1%). В основном развитие получает реакция образования SiC из свободного кремнезема: $\text{SiO}_2 + 3\text{C} = \text{SiC} + 2\text{CO}$, а также реакция разрушения каолинита углистой породы.

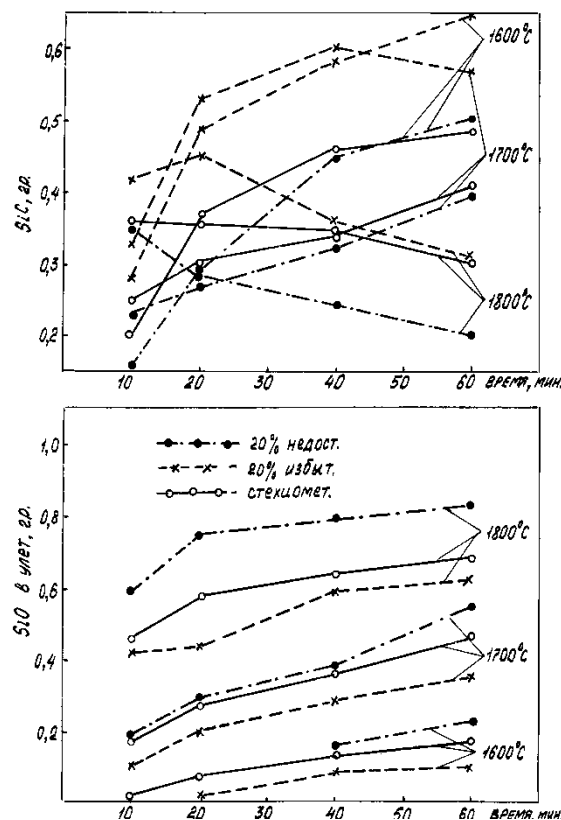


Рис. 2. Изменение выхода продуктов (SiC и SiO) из шихты ФСА в зависимости от времени для различных температур и уровня содержания углерода

Металлическая фаза представлена кремнистым чугуном C — 3,4%; Si — 2,8%; Fe — ост. При $T = 1973$ К потери массы во всех вариантах возрастали незначительно и составили 51-54%. Восстановительные процессы заканчиваются также к 20 минутам после начала опыта. Дальнейшая выдержка до 60 минут приводит к полному исчезновению «свободного» кремнезема. Основными продуктами плавки являются SiC , Al_2O_3 и в небольшом количестве $3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$. Повышение температуры до 2073 К приводит к появлению новой фазы ($\beta\text{-Al}_2\text{O}_3$). Состав отходящих газов составил: CO — 58,7% и SiO — 28,2%. Содержание SiC оказалось на 40% ниже, чем в опытах при 1873 К. Металлическая фаза состояла из C — 2,2 %, Si — 6,7%, Fe — остальное и следов алюминия. Характер кинетических кривых при температуре 2073 К для всех вариантов опытов аналогичен, как и для опытов при температурах 1873 и 1973 К.

При избытке восстановителя «свободный» углерод присутствует до конца эксперимента. Потери в газовую фазу складываются из CO — 57%; SiO — 28% и Al_2O — 15%. Металлическая фаза представлена составом Si — 14,1-19,4%, Al — 4,8-5,6% и Fe — остальное.

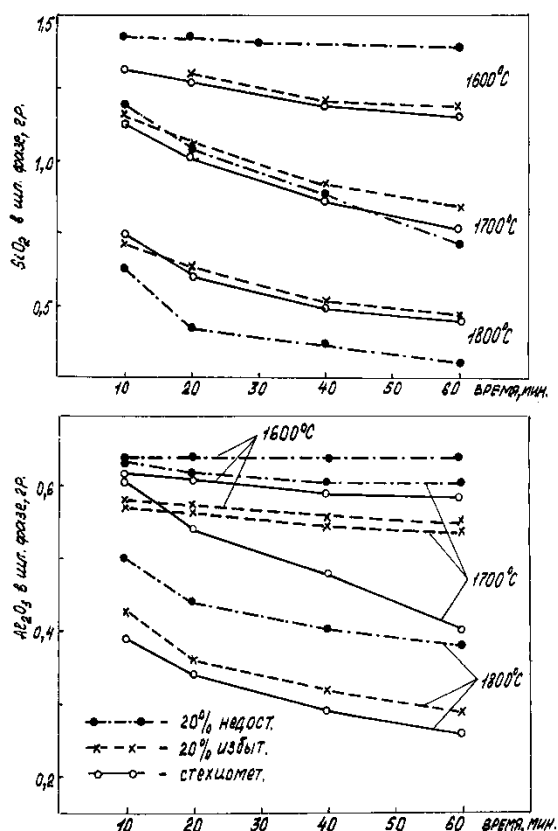


Рис. 3. Изменение выхода продуктов (SiO_2 , Al_2O_3) из шихты ФСА в зависимости от времени для различных температур и уровня содержания углерода

При недостатке восстановителя увеличивается улет SiO и снижается доля улета CO и Al_2O_3 . «Свободный» углерод практически отсутствует даже при 10-минутном опыте, а после 20 минут — и «свободный» кремнезем. Состав металла представлен: Si — 15,8%, Al — 3,2%, Fe — остальное. Таким образом, результаты термогравиметрических исследований в интервале температур 1873–2073 К подтверждают основные результаты термодинамического моделирования. Установлено, что в интервале этих температур происходит образование карбида кремния, субоксидов кремния и алюминия. При этом избыток восстановителя интенсифицирует карбидообразование, а недостаток уменьшает и стимулирует образование монооксида кремния.

В течение 1989–1994 гг. на базе теоретических данных о характере восстановительных процессов в системе Fe-Si-Al-C-O с целью отработки технологических и электрических режимов процесса выплавки ФСА с различным содержанием алюминия (5–35%) из углистых пород зольностью $A = 50$ –60% проводились серии опытно-промышленных и промышленных испытаний на различных печных агрегатах.

Испытания были проведены в печи мощностью 1200 кВт·А в условиях Аксуского завода ферросплавов (АкЗФ) при различных напряжениях 51–83 В (вторичная сторона трансформатора) и силе тока 6–11 кА.

На основе результатов этих серий плавов и анализа зависимостей электрических характеристик

печного агрегата (ПА) (коэффициента $\cos \phi$, реактанса фазы — X_ϕ , мощности печи — P_a , от продолжительности плавов) было установлено следующее (рис. 4):

- в процессе выплавки ФСА при электрических нагрузках печи 51–58 В и 6,0–6,5 кА (в режиме параллельный треугольник) и содержании восстановителя в шихте 92–96% наблюдается глубокая посадка электродов 1200–800 мм и значения реактанса фазы равны 2,43–2,86. Мощность печи (P_a) и коэффициент печной установки ($\cos \phi$) при этом составляют 583–642 кВт и 0,83–0,86, соответственно, что ниже от этих же показателей на 17–20% и 5–6% абс. по сравнению с работой печи на 68–71 В. Извлечение кремния и алюминия в сплав при этом составило (% по массе) 88,9 и 58,9, соответственно. Низкая мощность печи 583–642 кВт не обеспечивала более полного восстановления алюминия, что приводило к частому выходу шлака из печи. Согласно результатам термодинамического моделирования, для разрушения окиси карбидов и карбида алюминия необходимо обеспечить в реакционной зоне печи высокую температуру (2200–2500 К);

- при работе печи на 5–9 ступени (68–83 В) в режиме «параллельная звезда» и содержании твердого углерода в шихте 92–96% относительно стехиометрии замечено увеличение мощности печи (P) до 700–811 кВт и коэффициента печной установки ($\cos \phi$) до 0,88–0,9. В указанном режиме извлечение ведущих элементов Si и Al в сплав составило 92% и 83,3%, соответственно.

Результаты проведенных испытаний и анализ электрических параметров процесса в зависимости от состава шихты показали, что оптимальное содержание твердого углерода в шихте должно быть в пределах 92–96% (отн. стехиометрии), что обеспечивает максимальное извлечение элементов в металл. Оптимальное фазовое напряжение печи в пределах 68–83 В, что обеспечивает наличие резерва по мощности печи и возможность увеличения вторичного напряжения до 85 В и выше.

Анализ соотношений углистой породы (УП) к кварциту по результатам этих испытаний позволил установить эмпирическое соотношение:

$$K_\gamma = C_{\text{тв.}} \cdot (5,221 - 2,551\gamma) - A^c,$$

где K_γ — количество кварцита на 100 кг (УП) для уровня стехиометрии $\gamma(0,9-1,2)$;

$C_{\text{тв.}}$ — процентное содержание твердого углерода в УП;

A^c — зольность УП в % на сухую массу.

Опытно-промышленные испытания по выплавке ФСА из углистых пород зольностью 50–56% в печи мощностью 5 МВА на базе мини-завода в г. Экибастуз показали принципиальную возможность получения ферросиликоалюминия из углистых пород на печах мощностью 1,2 МВ·А и 5 МВ·А.

Процесс плавки ФСА в данных печах является регулируемым, и ход работы печи с закарбиженного состояния легко исправляется на шихте с повышенной дозировкой кварцита без применения каких-либо активных добавок.

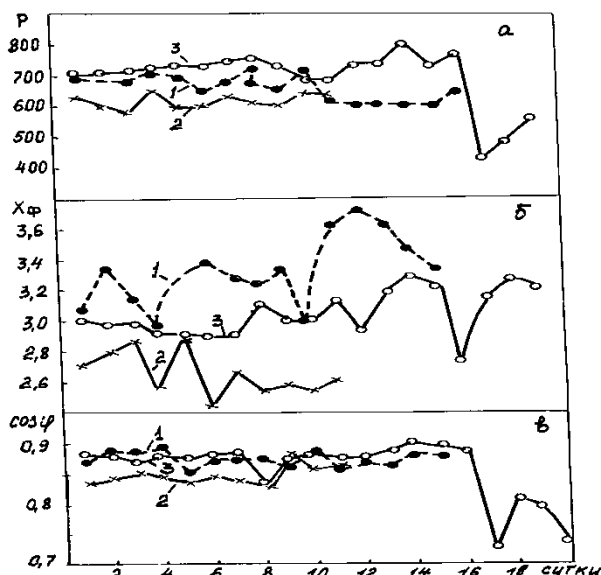


Рис. 4. Изменение среднесуточных значений $\cos \varphi$, X_{φ} , P_a в течение испытаний ФСА на различных режимах: 1 — испытания при вторичных напряжениях 51-58 В и силе тока 6,0-6,5 кА; 2 — то же для напряжения 45-58 В в карбидном режиме; 3 — то же для напряжения 68-83 В и силе тока 6,0-6,8 кА

В настоящее время мощность действующего завода в г. Экибастуз представлена двумя рудно-термическими электропечами мощностью 1,2 и 5,0 МВ·А с суммарной годовой производительностью 2500 тонн ФСА. По ТУ 14-5-233-91 завод имеет возможность выплавлять различные марки ФСА с содержанием алюминия от 7 до 25%. В 2003 году планируется ввести в строй еще две печи типа РКО — 5,0 и 16,5 МВ·А и довести объемы производства ФСА до 10-15 тыс. тонн в год. Потенциальным потребителем ФСА является ОАО «Испат-Кармет», где по технологии, разработанной ХМИ совместно со специалистами

завода, ФСА при раскислении конвертерной стали, полностью заменил ферросилиций, а расход вторичного алюминия снизился, в зависимости от марки стали, в 1,5-2 раза. При раскислении электросталей полностью исключается использование ферросилиция и алюминия, снижается на 5-6% количество горячих трещин на слитках. При раскислении ФСА измельчается балл зерна, повышаются пластичность и ударная вязкость проката. В 1,5 раза снижается бальность по строчечным окисным и сульфидным включениям. Затраты на раскисление уменьшаются на 0,78 \$/т для проката и 1,43 \$/т для электростали.

На основе результатов моделирования и кинетических исследований установлена оптимальная область процесса сплавообразования, находящаяся в диапазоне температур 2373-2573 К, которая должна обеспечиваться в реальных условиях посредством оптимизации электрических и геометрических параметров печей. Шихта должна быть фракционированной (10-80 мм), что снижает пределы колебаний зольности до 1,5%. Оптимальное соотношение компонентов (SiO_2/Al_2O_3) в исходной шихте должно быть в пределах 4,2-5,7 (мол. ед.), а содержание твердого углерода в шихте — 92-96% относительно стехиометрии, что обеспечивает максимальное извлечение ведущих элементов в металл.

Установлено, что при повышении температуры процесса возрастает улет субоксидов Si и Al в газовую фазу до 40%, что требует принятия специальных мер для их конденсации и довосстановления элементов. Проведенные исследования по металлургической оценке углистой породы в качестве сырья для выплавки ФСА показали принципиальную возможность получения кремнеалюминиевых комплексных сплавов из углистых пород бесшлаковым одностадийным способом в промышленных условиях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Крестовников А.Н., Владимиров Л.П., Гуляницкий Б.С., Фишер А.Я. Справочник по расчетам равновесий металлургических реакций. М.: Металлургиздат, 1963. 416 с.
2. Свойства элементов: Справочник / Под ред. д.т.н. М.Е. Дрица. М.: Metallургия, 1985. 672 с.
3. Рузинов Л.П., Гуляницкий Б.С. Равновесные превращения металлургических реакций. М.: Metallургия, 1975. 416 с.
4. Глушко В.П. Термодинамические свойства индивидуальных веществ. М., 1982. Т.2.
5. Байсанов С.О. Закономерности фазовых равновесий в металлургических системах и разработка на их основе эффективных технологий выплавки ферросплавов: Дис. ... докт. техн. наук. Караганда, 2002.
6. Байсанов С.О., Толымбеков М.Ж., Такенов Т.Д., Ахметов А.Б., Цымбал В.П. Освоение технологии электротермической выплавки ферросиликоалюминия из углетоходов в ОАО «Испат-Кармет» // Сталь. 2000. №7. С. 28-30.

УДК 661.865.66

Б.К. БАЛБЕКОВА

Исследование влияния добавок на процесс кислотного выщелачивания труднообогатимого редкоземельного сырья

Истощение запасов богатого редкоземельного сырья и рассеянность редкоземельных элементов (РЗЭ) в природе неизбежно приводит к тому, что в переработку вовлекаются труднообогатимые руды.

Известно, что руды редкоземельных металлов обладают рядом особенностей, существенно

влияющих на их технологические свойства. К этим особенностям относятся: комплексный состав, низкое содержание полезных компонентов, весьма сложный минеральный состав, мелкий размер вкрапленности полезных минералов, высокая степень рассеяния РЗЭ по другим минералам. Эти особенности руд

обуславливают сложность и многооперационность применяемых при их обогащении в различных сочетаниях, использование процессов селективного выщелачивания, окислительного и восстановительного обжига.

Гидрометаллургические способы переработки получили широкое распространение. Их преимущество заключается в том, что они позволяют извлекать ценные компоненты из сложных труднообогатимых руд с последующим выделением их из растворов. При этом обращают внимание на селективность извлечения в раствор и концентрат, минимальные затраты реагентов, комплексность использования сырья, простоту аппаратуры, небольшое потребление энергии и снижения загрязнения окружающей среды.

Процесс выщелачивания — выбор условий и последовательность его проведения — зависит от энергетики этого процесса и определяется технологическими свойствами минералов и физико-химическими свойствами растворителя. На технологические свойства минералов влияют в свою очередь их химические свойства, а также состав и структура руд.

С учетом вещественного состава, минералогических особенностей исследуемой труднообогатимой редкоземельной руды и с целью избирательного извлечения редкоземельных элементов в раствор наиболее перспективным является метод гидрохимического обогащения, а именно кислотного выщелачивания разбавленными растворами минеральных кислот (серной, азотной, соляной).

При промышленном осуществлении гидрохимического способа обогащения руды в оборотных растворах могут накапливаться соли щелочных и щелочно-земельных металлов, железа, алюминия и др. Поэтому необходимо проведение исследований по их влиянию на степень перехода РЗЭ в раствор.

Анализ литературных данных показал, что сведений относительно возможности влияния на увеличение степени извлечения суммы РЗЭ в раствор за счет добавления солей и комплексообразователей при кислотном выщелачивании недостаточно, хотя и известно применение различных соединений для облегчения выщелачивания. В частности, для удаления примесей железа и титана при гидрохимическом обогащении каолина рекомендовано [1] обрабатывать водно-каолиновую пульпу полифосфатами, карбонатами, силикатами, щелочами, основными солями и смесями этих реагентов. Дальнейшую обработку суспензии проводят хлоридом натрия, хлоридом калия, нитратом натрия, сульфатом натрия и их смесями. Этим достигается получение чистого каолина белизной 0,91-0,95.

При серно-кислотном выщелачивании содовых спеков, образующихся после вскрытия редкоземельных концентратов, получают сульфатные растворы, которые неустойчивы во времени и из них выпадают осадки солей,

преимущественно сульфата кальция. Для стабилизации таких растворов обычно вводят нитрат аммония, повышающий растворимость солей кальция. Исследованиями авторов показано, что с ростом концентрации NH_4NO_3 в системе растворимость РЗЭ увеличивается.

Для избирательного извлечения суммы РЗЭ иттриевой подгруппы руду предложено [2] разлагать серной кислотой, а фильтрат обрабатывать водным раствором сульфата, нитрата, хлорида, карбоната и /или гидроокиси натрия и калия с концентрацией по металлу 0,06-1,25 г-ат/л. При этом элементы цериевой подгруппы образуют труднорастворимые двойные сульфаты, а в раствор переходят преимущественно элементы иттриевой группы.

Известно также, что с целью увеличения растворимости РЗЭ и Y при вскрытии фосфатов серной кислотой в пульпу вводят ионы алюминия и железа. При этом алюминий вводят в форме сульфата, фосфата или гидроксида, железо — в форме сульфата или Fe_2O_3 . В пульпу могут быть одновременно введены Fe и Al в виде алюмокальциевого фосфата, содержащего железо. Количество вводимых алюминия и железа составляет 0,8-1,5% Al_2O_3 и Fe_2O_3 от количества вскрываемого фосфата. Кроме алюминия, в пульпу может быть дополнительно введен SiO_2 , который также увеличивает растворимость РЗЭ и иттрия.

С целью комплексообразования с фторид-ионами, которые мешают переходу РЗЭ в водный раствор, предложено [2] вводить в пульпу борную кислоту в необходимых количествах. Известно также применение таких комплексообразователей, как роданид.

При изучении влияния добавок на процесс кислотного выщелачивания в качестве сырья использовали казахстанскую труднообогатимую редкоземельную руду, которая имеет сложный минералогический состав. А именно, руда представлена на 80% каолином, загрязненным гидрослюдами, биотитом, мусковитом, лимонитом (5%) и другими железосодержащими минералами. Кроме того, присутствуют кварц — 1% и другие минералы (гидрослюды, эпидот и др.) — 3,9%. Собственные минералы РЗЭ в руде представлены в основном фосфатами (черчит, ксенотим, монацит, рабдофанит и гидрофосфаты РЗЭ).

В химическом составе руды преобладающими являются оксиды кремния — 40-50% и алюминия — 25-28%, оксиды железа представлены на 6-10%, марганца на 10%, кальция и магния 1-1,5%, сумма оксидов РЗЭ и иттрия составляет 0,1-0,15%.

Исследования по влиянию различных солей на процесс выщелачивания суммы РЗЭ и железа проводились следующим образом. Навеску руды массой 40 г смешивали с 4 г соли, заливали раствором серной кислоты — 100 г/л и выдерживали при температуре 70°C в течение 6 ч при соотношении Ж: Т=2:1. Затем пульпу фильтровали и анализировали раствор на содержание суммы РЗЭ и железа.

Результаты этих экспериментов приведены в табл. 1.

Таблица 1

**ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СУММЫ РЗЭ И ЖЕЛЕЗА ИЗ РУДЫ
В ПРИСУТСТВИИ НЕОРГАНИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ**

№, № пп	Наименование реактива, марка	Извлечение ΣРЗЭ, %	Извлечение железа, %
1	хлорид натрия, «ч»	41,24	11,14
2	нитрат натрия, «чда»	41,69	10,99
3	сульфат натрия, «чда»	47,39	11,69
4	нитрит натрия, «хч»	45,19	5,76
5	сульфит натрия, «чда»	37,36	16,84
6	хлорид алюминия, водный, «чда»	56,0	15,39
7	хлорид аммония, «хч»	56,82	12,90
8	хлорид аммония, водный «чда» + хлорид магния, «хч» (1:1)	57,92	14,30
9	хлорид железа (II), водный, «ч»	58,44	—
10	хлорид железа (III), водный, «ч»	60,18	—
11	нитрат аммония, «хч»	51,02	12,06
12	сульфат аммония, «хч»	57,98	11,80
13	роданид аммония, «хч»	61,68	—
14	борная кислота, 2 сорт	63,47	13,05
15	без добавок	56,23	12,39

Анализ полученных данных показывает, что во всех случаях соли натрия подавляют выщелачивание РЗЭ, в основном снижая степень извлечения с 56,23% (без добавок) до 41, 45%. Влияние солей натрия объясняется, по-видимому, образованием двойных сульфатов с РЗЭ, плохо растворимых в воде. Еще сильнее (до 37,36%) снижает извлечение восстановитель — сульфит натрия. Несколько повышают извлечение роданид и борная кислота (до 61-63%).

Извлечение железа остается почти везде на уровне 11-14%, исключения составляют лишь восстановители (нитрит натрия понижает степень извлечения до 5-6%, а сульфит натрия — повышает до 16,84%) и хлорид алюминия (15,39%).

Из литературных данных [3-4] также известно, что РЗЭ имеют способность к комплексообразованию с органическими соединениями. В связи с этим были проведены исследования по влиянию органических добавок на процесс кислотного выщелачивания. Выбор тех или иных органических добавок связан с тем, что такие комплексные соединения РЗЭ, как с лимонной, винной, молочной кислотами; этиловым, бутиловым спиртами и другими органическими растворителями были изучены [3].

Известно, что полнота осаждения многих осадков увеличивается в присутствии также органических растворителей. Так, исследованиями по увеличению скорости и полноты выделения оксалатов РЗЭ рекомендовано прибавление таких органических растворителей, как спирт, ацетон, смесь спирта и эфира и др. При этом увеличение полноты выделения РЗЭ в среднем составляет 3-6%.

В табл. 2 приведены условия проведения кислотного выщелачивания исследуемой руды с различными органическими добавками.

Из данных таблицы видно, что сумма РЗЭ, железо и алюминий переходят в раствор лишь в том случае, когда выщелачивающий раствор содержит, кроме органического соединения, раствор азотной кислоты. Но сравнивая процент степени извлечения суммы РЗЭ при чисто азотно-кислотном выщелачивании, можно констатировать, что извлечение этих металлов в

раствор уменьшается (с 70% до 57% в случае, когда выщелачивающий раствор, кроме кислоты, содержит глицерин, и до 66% в случае, когда в состав выщелачивающего раствора входит кислота и этиловый спирт).

Влияние органических добавок на примеси (алюминий и железо) выглядит следующим образом. На степень извлечения алюминия вышеперечисленные органические добавки существенно не влияют, хотя и присутствует значительное уменьшение (с 5,5% до 3,3%) его перехода в раствор. Интересно ведет себя железо в этих случаях. Степень извлечения для него составляет в чисто кислотном растворе — 10,32%, в смеси кислоты с глицерином почти в два раза меньше — 6,82%, в смеси кислоты с этиловым спиртом еще меньше — 4,29%. По-видимому, это связано с образованием комплексных соединений.

Таблица 2

**ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СЫРОЙ РУДЫ В ПРИСУТСТВИИ
ОРГАНИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ. УСЛОВИЯ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ: $t=90^{\circ}\text{C}$; $t=5-6$ ч; $T:Ж=1:2$**

№, № пп	Состав раствора	Извлечение ΣРЗЭ, %	Извлечение железа, %	Извлечение алюминия, %
1	100 г/л лимонной кислоты	н/об	н/об	н/об
2	100 г/л винной кислоты	н/об	н/об	н/об
3	100 г/л уксусной кислоты	н/об	н/об	н/об
4	100 г/л глицерина	н/об	н/об	н/об
5	100 г/л этилового спирта	н/об	н/об	н/об
6	100 г/л NaOH + 100 г/л глицерина	н/об	2,18	0,25
7	100 г/л HNO ₃ + 100 г/л винной кислоты	н/об	н/об	н/об
8	100 г/л HNO ₃ + 100 г/л лимонной кислоты	н/об	н/об	н/об
9	100 г/л HNO ₃ + 100 г/л глицерина	56,81	6,82	3,34
10	100 г/л глицерина + 100 г/л этилового спирта	н/об	н/об	н/об
11	100 г/л HNO ₃ + 100 г/л этилового спирта	66,32	4,29	3,94
12	100 г/л азотной кислоты	70,15	10,32	5,5

Состав выщелачивающего раствора, состоящий из чистых растворов органических соединений, не влияет на процесс выщелачивания Кундыбайской руды. Анализ водной фазы на сумму РЗЭ, железа и алюминия показал, что в некоторых опытах присутствуют их следовые количества.

Таким образом, результаты проведенных исследований показали, что накопление в оборотных растворах сульфатов железа, алюминия и аммония не влияет на степень извлечения суммы РЗЭ в раствор, а возможность накопления ионов натрия следует избегать, так как они подавляют процесс выщелачивания РЗЭ вследствие образования труднорастворимых двойных сульфатов. Исследованные анионы не оказывают влияние на извлечение РЗЭ (кроме роданида). Органические соединения, использованные в качестве добавок в азотной кислоте, или полностью подавляют процесс перехода металлов в раствор, или понижают их извлечение на 4-14% по сравнению с раствором азотной кислоты (70%). Растворы чистых

органических соединений не влияют на степень извлечения металлов в процессе их выщелачивания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Пат. 4088732 США. Способ обогащения каолина удалением примесей титана и железа. Оpubл. 09.05.78.
2. Пат. 54-12247 Японии. Избирательное извлечение редкоземельных элементов из руд. Оpubл. 22.05.79.
3. Батяев И.М., Козаченко Н.Н., Крутоус А.И. и др. Особенности комплексообразования редкоземельных элементов в органических растворителях // Сб. исслед. в области химии редкоземельных элементов. Саратов: Саратов. ун-т, 1975. С. 5-6.
4. Вахрамова Г.П., Печурова Н.И., Спицын В.И. Изучение взаимодействия церия (IV) с винной кислотой в водном растворе в присутствии сульфат и нитрат ионов // Ж. неорган. химии, 19, 1974. №10. С. 2722-2725.

УДК 691.3

И.У. ТОГАЙБАЕВ

Предпосылки повышения долговечности бетэловых электронагревателей

Проводящие цементные композиционные материалы (бетоны электротехнические — бетэлы) нашли широкое применение в различных отраслях народного хозяйства [1-3]. В физическом смысле они представляют собой гетерогенные системы из некоторого числа компонентов с резко отличающимися друг от друга электрическими свойствами, один из которых является связкой (обычно диэлектрической), скрепляющей механически композицию в единое целое.

Возможно существование двух предельных типов структур таких систем. В первом, крайнем случае, они состоят из дискретных проводящих частиц одной фазы и непрерывной, облегающей эти частицы слоем определенной толщины, другой фазы. Такие гетерогенные системы называются матричными [4], роль матрицы в которых выполняет непрерывная диэлектрическая связка. Во втором случае, наряду с существованием непрерывной связующей фазы, проводящие частицы электропроводной компоненты при достаточной их концентрации контактируют между собой и образуют цепочную или зерновую структуру сложной разветвленной формы, также непрерывную по всему объему материала. Цепочки эти выполняют функции проводящей фазы. Число цепочек и условия контактирования частиц определяют эквивалентное удельное электрическое сопротивление композиционного материала.

Проводящая фаза должна обладать необходимой электропроводностью, механической прочностью, температуростойкостью, способностью противостоять окислительным процессам при локальных нагревах, не должна вступать в химические реакции с диэлектрической связкой после формирования структуры, ее коэффициент линейного расширения должен быть близким по величине к соответствующему коэффициенту связки.

Диэлектрическая связка должна обладать достаточной адгезией к наполнителю и связывать все компоненты в единое целое, быть теплостойкой, устойчивой к коррозии, иметь достаточную механическую прочность, минимальную пористость, водопоглощение и не оказывать влияние на проводимость композиционного материала.

С повышением температуры, особенно во влажных условиях, окислительные процессы железа

существенно ускоряются. Как известно, добавки алюминия, хрома в составе железа используются для уменьшения его окисления при температуре до 900°C. Легирующие добавки, введенные в металл, стремятся сконцентрироваться в виде оксидов вблизи основной оксидной пленки на поверхности металла, которая обычно состоит из трех слоев FeO , Fe_3O_4 и Fe_2O_3 . Если количество добавки недостаточно даже для образования непрерывного слоя оксида, он все же является значительным препятствием для перехода металлического железа в закись (юстит).

Для металлических электронагревательных элементов с высокой стойкостью при повышенных температурах рекомендуются сплавы, содержащие 70% железа, 1,5-5% алюминия, 20-30% хрома и 2,5% кобальта. Такой сплав (кантал) устойчив к окислительным процессам до температуры 1500°C.

Исследования высокотемпературного окисления металлов, систем бинарных сплавов дают возможность оценить и спрогнозировать нагревостойкость стандартных железных порошков, используемых в порошковой металлургии ПЖВ и ПЖР, порошков, полученных из стали ШХ-15 [5], и порошков, образующихся при обработке металлов давлением при прокатке или других технологических процессах. Сталь ШХ-15 при температуре до 500°C практически не окисляется.

Окислирование — это метод нанесения нагревостойких пленок на поверхность металла или полупроводника термическими, электрохимическими или плазменными методами. В этой связи процесс абразивного шлифования металла, в том числе и при производстве подшипников, по существу, отождествляет процесс термического окислирования металла.

Таким образом, шлифовальные шламы нужно рассматривать как специально подготовленный проводниковый компонент электропроводных резистивных материалов.

В таблице 1 приведены результаты исследований, обеспечивающие возможность оценки толщины оксидов железа на его поверхности при нагреве в зависимости от цвета [6].

К весьма важным характеристикам проводникового компонента электропроводных резистивных изделий следует отнести влияние температуры на его линейные

деформации. В таблице 2 приведены значения коэффициента линейного температурного расширения (TK_l).

Таблица 1

ТОЛЩИНА ПЛЕНОК Fe_2O_3 НА ПОВЕРХНОСТИ ЖЕЛЕЗА

№ п/п	Цвет	Время, час	Температура, °C	Толщина, А
1	Бледно-соломенный	0,25	225	77
2	Золотисто-коричневый	2,0	225	103
3	Красно-коричневый	4,0	225	132
4	Красный	8,0	225	152
5	Ярко-красный	3,0	250	159
6	Пурпурный	6,0	250	184
7	Фиолетовый	9,0	250	210
8	Синий	12,0	250	224

Таблица 2

ТЕРМИЧЕСКИЕ ДЕФОРМАЦИИ СТАЛИ ШХ-15

Температура, °C	Коэффициент линейного температурного расширения, $TK_l \times 10^{-6}$ град ⁻¹	Температура, °C	Коэффициент линейного температурного расширения, $TK_l \times 10^{-6}$ град ⁻¹
0	11,9	20	12,12
40	12,34	60	12,56
80	12,78	100	13,00
200	13,90	300	14,60
400	15,00	500	15,20
600	15,20	700	18,00
850	24,00	900	30,00

Как видно из табл. 2, коэффициенты линейного температурного расширения стали ШХ-15 в пределах 20–200°C существенно не отличаются и колеблются от $12,12 \cdot 10^{-6}$ до $13,9 \cdot 10^{-6}$ град⁻¹, а также практически совпадают со значениями коэффициента температурного линейного расширения составляющих цементного камня — $(10-14) \cdot 10^{-6}$ град⁻¹. За счет этого фактора обеспечивается минимизация внутренних деформаций и исключается потенциальное «расширение» макроструктуры резистивных изделий из металлонасыщенных бетонов при очередном их нагревании.

Весьма важным свойством цементного камня является увеличение его теплопроводности и теплоемкости с повышением температуры. Теплопроводность цементного камня при нормальной температуре составляет $0,00815 \div 0,0105$ Дж/(см·с·°C), а в пределах до 100°C может быть рассчитана по уравнению (1):

$$\lambda = \lambda_0 + \eta \Delta \bar{O}, \quad (1)$$

где λ_0 — теплопроводность при $T_1 = 15-20^\circ\text{C}$;

λ — теплопроводность при $T = T_1 + \Delta T$;

η — коэффициент, 1/°C, $\eta = 2,64 \cdot 10^{-5}$ 1/°C.

Таким образом, при увеличении температуры цементного камня до 100°C его теплопроводность увеличивается до $0,0151$ Дж/(см·с·°C) или примерно на 14%.

Долговечность низкотемпературных бетэловых электронагревателей во многом зависит от скорости распространения (выравнивания) температуры в теле нагревателя. Коэффициент температуропроводности определяется по формуле (2):

$$y = \lambda / \bar{A} \cdot \bar{N}, \quad (2)$$

где y — коэффициент температуропроводности;

λ — коэффициент теплопроводности;

$\bar{D}$ — плотность;

$\bar{C}$ — удельная теплоемкость.

Проведенные нами расчеты с использованием экспериментальных и справочных данных показали, что температуропроводность проводникового компонента (ст. ШХ-15) составляет $2,1 \cdot 10^{-5}$ м²/с, а цементного камня примерно в 40 раз меньше. Таким образом, металлическая матрица в 40 раз быстрее будет отводить тепловой поток энергии от локальных мест ее образования, чем цементный камень, что существенно снижает отрицательное влияние температурного фактора при длительном воздействии на долговечность диэлектрической связки бетэла-м.

Повышение температуры изделия из электропроводного бетона при прохождении через него электрического тока приводит к повышению удельного электрического сопротивления металлического компонента. Температурный коэффициент удельного электрического сопротивления проводника TK_p — величина положительная.

В соответствии с классической электронной теорией металлов Друде-Лоренца TK_p чистых металлов в твердом состоянии должно быть близким к TK_p идеальных газов, т.е. $1/273 \cdot K^{-1}$ или $0,00367 \cdot K^{-1}$. По справочным данным, TK_p чистого железа составляет $60 \cdot 10^{-4}$ и для большинства твердых металлов лежит в пределах $(23-65) \cdot 10^{-4} K^{-1}$, включая серебро, золото, медь, никель, вольфрам и другие металлы. В отличие от металлов, углеграфитовые проводники имеют отрицательное значение TK_p .

При наличии контакта между частицами металлического проводника, образующего электропроводную матрицу бетэла-м, обеспечивается электропроводность материала. С точки зрения структуры бетэлов и стабильности свойств, степень сжатия частиц проводника между собой касается не только электрических, тепловых, но и других энергетических характеристик материала. Бетэл-м обладает преимущественно электронной проводимостью.

Технология производства низкотемпературных бетэловых нагревателей предусматривает предварительную укладку электродов, прессование нагревательных элементов с последующим их выдерживанием в обжатом состоянии до завершения процессов схватывания минерального вяжущего. Затем следуют тепловлажностная обработка изделий, предварительное высушивание, установка регуляторов температуры, нанесение электроизоляционных покрытий и контроль качества изделий.

Проблема точной математической интерпретации тепло-, электропроводности в широком диапазоне свойств бетэла-м усложняется и тем, что величина коэффициента теплопроводности железа при 0°C и 500°C отличается примерно на 45%, а у стали, содержащей 1% углерода, — на 40% меньше, чем у

чистого железа. В целом электропроводность бетэла-м как многокомпонентной композиции зависит не только от технологических, но и от других электрофизических факторов, вызванных свойствами проводникового компонента, технологией его производства, структурой, механизмом электропроводности (см. рисунок).

Интегральным показателем долговечности электрического нагревателя из бетэла-м является его нагревостойкость, которая отражает способность без повреждений и существенного ухудшения электропроводности и других основных свойств выдерживать воздействие повышенных температур при их кратковременном и длительном воздействии. Для этого целесообразно воспользоваться параметром Шотта-Винкельмана:

$$K = \frac{\sigma_p}{\alpha E} \sqrt{\frac{\lambda}{\bar{A} \cdot \bar{N}}} = \frac{\sigma_p}{\alpha E} \sqrt{y}, \quad (3)$$

где K — коэффициент относительной стойкости материала к термоударам;

σ_p — прочность на растяжение;

α — температурный коэффициент длины (T_{kl});

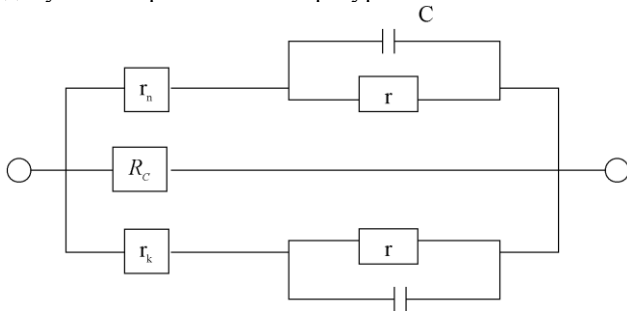
E — модуль упругости;

λ — коэффициент теплопроводности;

$\bar{A}$ — плотность;

y — коэффициент температуропроводности.

Согласно рекомендациям Международной электротехнической комиссии (МЭК) производится разделение электроизоляционных материалов на классы нагревостойкости, для которых фиксируются наибольшие допустимые рабочие температуры. Связка из цемента, стекла, асбеста и других материалов относится к классу C с наибольшей допустимой рабочей температурой больше 180°C .



Эквивалентная схема электропроводного бетона: r_n — сопротивление проводника; r_k — сопротивление контактов между частицами; r — сопротивление диэлектрической прослойки между частицами; R_c — сопротивление связки; C — емкость диэлектрической прослойки

Исследование долговечности нагревательных панелей в непрерывном круглосуточном режиме работы в диапазоне $75-100^\circ\text{C}$ в течение трех лет показало, что

в первые два месяца работы удельное электрическое сопротивление нагревателя снижалось до 10%, а затем оставалось без изменений. Можно предположить, что в начальный момент работы электронагревателя происходит стабилизация контактов частиц электропроводной матрицы. Возможно, происходит условная «спайка» отдельных контактов частиц металла в результате линейного температурного расширения.

Сталь ШХ-15 как термостойкая износостойкая сталь в процессе шлифовальных процессов при производстве подшипников подвергается термическому окислению, что выгодно отличает ее от стандартных порошков восстановленных (ПЖВ) и порошков железных распыленных (ПЖР).

Таким образом, использование дисперсных шлифовальных шламов стали ШХ-15 в качестве проводникового компонента электропроводных бетонов обеспечивает возможность повышения долговечности нагревательных изделий.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Электротехнические бетоны // Тр. СибНИЦЭ. Вып. 2(21). Новосибирск, 1964. 104 с.
2. Сердюк В.Р. Бетон металлонасыщенный. Винница: Континент, 1993. 239 с.
3. Рунова Р.Ф., Максун С.Е., Куприенко Е.П. Металлосиликатный материал для нагревательных изделий // Строительные материалы и конструкции. 1992. №2. С. 11-12.
4. Оделевский В.А. Расчет обобщенной проводимости гетерогенных систем // ЖТФ. Т. XXI. Вып. 6, 11. 1951.
5. Вайтович Р.Ф., Головки Э.И. Высокотемпературное поле окисления металлов и сплавов. Киев: Наукова думка, 1980. 259 с.
6. Davis D.E., Evans U.K. and Agar I.N. Proc. roy. Soc. (A). 1954. 452 p.

Раздел 2

Машиностроение. Металлургия

УДК 621.9.02-229

В.Г. БОЯРСКИЙ

Технологическая оснастка для групповой обработки

В условиях рыночной экономики и жесткой конкуренции коллектив любого предприятия заинтересован в сокращении сроков от идеи до запуска в производство новых изделий, в оптимизации производственных процессов, в потребительских качествах выпускаемых изделий (надежности, безопасности, эстетичности). В реализации этих задач значительное место занимает технологическая оснастка.

Внедрение прогрессивной технологии для групповой обработки деталей создает лучшие технико-организационные предпосылки для механизации и автоматизации производства. Применение группового метода вносит определенную закономерность в конструирование и сокращает разнообразие технических решений при проектировании технологической оснастки, так как методы их конструирования определяются технологическими закономерностями обработки группы деталей.

В группы подбираются детали, которые характеризуются единством технологических процессов, необходимого оборудования и групповой переналаживаемой оснастки. Объединение в группы увеличивает партию деталей, идущих на обработку по одной технологии, на одном оборудовании, с помощью одной и той же технологической оснастки, и, как следствие, серийность производства. Это позволяет значительно повышать степень универсальности технологической оснастки. Область применения групповой переналаживаемой оснастки должна расширяться вследствие проводимой работы

по унификации и стандартизации деталей и сборочных единиц выпускаемых машин.

На большинстве машиностроительных предприятий изготавливается много однотипных деталей, периодически повторяющихся в производстве мелкими, средними партиями. Свыше 50% деталей, обрабатываемых в металлообработке, составляют детали общего назначения, повторяющиеся в разных машинах в небольших количествах. Обработку таких деталей нецелесообразно осуществлять в специальных приспособлениях на специализированных станках из-за низкой загрузки оснастки и оборудования. Такие детали имеет смысл подбирать в группы по принципу их базирования, установки, крепления и обработки в групповых (специализированных) приспособлениях.

На машиностроительных предприятиях г. Караганды, изготавливающих механизированные крепи, гидравлические стойки, конвейеры, обогатительное оборудование, при их производстве встречается много деталей, которые можно объединить по конструкторско-технологическому признаку. Это — детали гидроаппаратуры (корпусные детали, детали безрезьбовых соединений, штуцеры, ниппели, пробки), детали силовой гидравлики (штоки, поршни, грундбоксы, втулки), валы, оси, крышки, шкивы, зубчатые колеса и т.д. Конструктивное подобие, единство технологии позволяют объединить эти детали в группы, применяя

переналаживаемую оснастку для групповой обработки.

Установка и закрепление различных деталей в групповых переналаживаемых приспособлениях осуществляется сменой, переустановкой, переналадкой или регулировкой направляющих, установочных, прижимных и крепежных деталей и сборочных единиц, сменных наладочных элементов. Разработка технологической оснастки должна выполняться на основе подробного изучения всей группы деталей, предназначенных для обработки, а также деталей изделий, находящихся в стадии проектирования. Групповой запуск деталей в производство создает партию, которая должна оправдывать затраты на применение более сложных приспособлений. Эксплуатация многих групповых приспособлений, созданных на базе узкой номенклатуры группируемых деталей, показывает, что коэффициент их загрузки бывает низким в силу относительно небольшого числа типовых представителей деталей на одну группу и одновременно запускаемых в работу. В этих случаях затраты на проектирование и изготовление групповой технологической оснастки не окупаются. Ещё более нецелесообразно в этих условиях применение механизированной оснастки. Изменить ситуацию можно только сочетанием преимуществ группового метода и принципа переналаживаемости оснастки.

При обработке другой детали группы обычно производится не перекомпоновка, а переналадка уже собранного группового приспособления, на что требуется гораздо меньше времени. Групповая оснастка должна быть более широкой универсальности, такой, чтобы при отсутствии деталей, подлежащих обработке в переналаживаемом приспособлении, ее можно было разобрать и унифицированные или стандартизованные элементы оснастки использовать для сборки разового приспособления или группового для обработки других групп деталей.

К полной перекомпоновке следует прибегать в тех случаях, когда не предвидится загрузка собранных групповых приспособлений. Преимущество в этом случае заключается в том, что элементы обратимых групповых приспособлений будут постоянно эксплуатироваться, что повышает их применяемость. Повышение эффективности групповой переналаживаемой оснастки достигается созданием системы базовых широкоуниверсальных, чаще всего механизированных сборных оснований с наборами сменных наладочных элементов, из которых в самое короткое время можно собирать приспособления различного назначения.

С помощью установочных и фиксирующих элементов, предусмотренных на базовом основании, сменная наладка собирается с ним, и вся сборочная единица представляет собой групповое приспособление. По окончании операции сменную наладку снимают, а базовое основание используют для переналадки на обработку других деталей. Таким образом одно групповое приспособление заменяет множество специальных приспособлений для

установки множества заготовок, входящих в одну группу. К групповым приспособлениям предъявляют следующие основные требования:

- возможность установки в одном приспособлении максимального количества заготовок одной группы, что обеспечивает замену множества специальных приспособлений одним приспособлением, существенно снижая затраты, отнесенные к одной конкретной детали;

- быстрая переналадка приспособлений, что обеспечивает повышение производительности обработки за счёт сокращения подготовительно-заключительного времени;

- применение быстродействующих зажимных устройств, обеспечивающих повышение производительности обработки за счёт сокращения вспомогательного времени;

- максимальное использование стандартных конструкций, узлов и деталей приспособлений, обеспечивающее сокращение сроков и стоимости проектирования и изготовления приспособлений;

- возможность многократного использования базисной конструкции приспособления для установки заготовок деталей различных групп, а также на станках различных типов, что сокращает номенклатуру приспособлений;

- возможность многократного применения базисной конструкции при снятии изделия с производства, что обеспечивает использование базисной конструкции до полного физического износа, что значительно увеличивает срок их службы и сокращает сроки и стоимость подготовки производства.

При разработке заданий на проектирование приспособлений для групповой обработки, предназначенных для установки заготовок различной конфигурации, но с одинаковыми базовыми поверхностями и способами закрепления, указывают базовые поверхности приспособлений и схему закрепления заготовок. Поскольку в приспособлении должны устанавливаться различные по габаритам детали, необходимо указывать диапазон регулирования базовых элементов приспособления и диапазон зажимных размеров, что может быть обеспечено регулированием установочных и зажимных элементов, применением сменных наладок или сочетанием наличия регулируемых элементов и сменных наладок.

Групповой метод обработки в отличие от типового технологического процесса тесно связан с конструкцией группового приспособления. В процессе проектирования и конструирования приспособления может быть выявлена необходимость внесения поправок в группирование деталей, то есть группирование деталей для применения метода групповой обработки необходимо проводить с учетом конструкции приспособлений. Выбор технологической оснастки осуществляется группированием технологических операций с целью определения наиболее приемлемой системы технологической оснастки и повышения коэффициентов её использования. Поскольку при проектировании групповых приспособлений

приходится решать задачу установки, т.е. базирования и закрепления не одной определенной заготовки, а группы заготовок, проектирование приспособлений усложняется. Поэтому одновременно с проектированием базисного агрегата необходимо проектировать и сменные наладки.

При групповых технологических процессах, когда обрабатываемые заготовки закрепляются за определенным станком, в мелкосерийном производстве наиболее широко применяют приспособления со сменными наладками, обеспечивающими возможность установки входящих в одну группу большого количества конкретных деталей различной конфигурации, имеющих однотипные базовые поверхности и одинаковые способы закрепления. Такие приспособления обеспечивают также возможность использования базисной части приспособления для обработки различных групп деталей, что сокращает номенклатуру базисных частей, увеличивает их серийность, создавая предпосылки для стандартизации и их централизованного изготовления.

Методика проектирования групповых приспособлений в основном та же, что и в обычных конструкциях: изучение исходных данных, разработка схемы или эскиза приспособления, расчёты прочности и усилий зажима, определение экономической целесообразности выбранного варианта конструкции, её разработка. Техническое задание на проектирование групповых приспособлений составляется на основе анализа конструктивных и технологических особенностей деталей данной группы, выявления характера установочных баз и способа закрепления деталей.

Исходными данными для проектирования являются: чертежи деталей группы, для которых разрабатывается приспособление; технологический процесс обработки деталей; данные об оборудовании, на котором предполагается использовать групповое приспособление; данные об инструменте, применяемом для обработки.

Разработка группового технологического процесса и конструирование технологической оснастки тесно переплетаются. В отдельных случаях нельзя проектировать групповые операции, не представляя себе конструкции оснастки. В процессе проектирования технологической оснастки может выявиться необходимость внесения отдельных поправок в группировку деталей и технологический процесс. Поэтому технолог и конструктор должны работать совместно.

При проектировании групповых приспособлений приходится решать задачу установки и зажима не одной детали, а всех деталей группы. Характерной особенностью групповых приспособлений является то, что ориентирующие элементы проектируются, как правило, отдельно на каждую деталеоперацию, т.е. являясь сменными и заменяются при обработке новой детали группы. Агрегатирование станочных приспособлений предполагает метод проектирования, сборки и эксплуатации, основанный на рациональном членении приспособлений на агрегаты, каждый из которых представляет законченное изделие,

выполняет определенную функцию и может многократно использоваться при создании различных их модификаций.

На машиностроительных предприятиях г. Караганды широкое применение нашли приспособления с пневматическим приводом, пневмоцилиндр которого представляет собой отдельный агрегат. При мелкосерийном производстве, при частой смене объектов производства пневмоцилиндры разных диаметров снимались со старых и использовались во вновь проектируемых и изготавливаемых приспособлениях. Агрегатирование обеспечивает сокращение сроков проектирования и изготовления в 4-10 раз, уменьшение расходов на изготовление, возможность быстрой переналадки. Типичными примерами агрегатированных приспособлений являются модульные приспособления, выпускаемые специализированными фирмами европейских стран, США, Канады, Австралии. Характерной особенностью таких приспособлений является наличие в комплекте быстродействующих зажимных элементов.

В условиях многономенклатурного мелкосерийного производства одним из наиболее эффективных способов производства деталей является их изготовление групповым методом. Известно, что большинство заготовительных цехов имеет мелкосерийное и многономенклатурное производство. Это обстоятельство не только ограничивает возможности применения прогрессивных методов формообразования, но и не создает условий для проведения работ по механизации и автоматизации.

Между тем решить задачу распространения прогрессивных методов формообразования в условиях мелкосерийного производства оказывается возможным при внедрении групповой технологии и технологической оснастки для групповой обработки. Главным приоритетом группового метода холодной листовой и горячей объёмной штамповки является возможность максимального сокращения времени, необходимого на технологическую подготовку производства новых деталей.

В условиях мелкосерийного производства холодная и горячая штамповка нашла широкое применение благодаря внедрению группового метода, основанного на классификации деталей с комплектованием таких групп, для изготовления которых применяются однотипное оборудование и быстропереналаживаемая оснастка: групповые блоки со сменными пакетами, штампы со сменными наладками и т.д.

Групповая переналаживаемая технологическая оснастка нашла широкое применение на предприятии «Каргормаш» в заготовительном производстве (горячая и холодная штамповка). Особенностью конструкций штамповой групповой оснастки является то, что к прессам или к ГKM проектируются и изготавливаются блок-штампы с соответствующими наладками для конкретных деталей. Проектированию и изготовлению в дальнейшем подлежат только наладки для новых деталей, запускаемых в производство. Для кузнечного производства — это вставки цилиндрической формы с базирующими

лысками при установке в блок для изготовления деталей объёмной формы. Технология обработки таких вставок сравнительно простая — предполагает токарную, фрезерную и электроэрозионную обработку.

Штампы холодной штамповки для групповой обработки, применяемые на предприятии «Каргормаш», имеют свои особенности в конструкции. Штамп состоит из блока, состоящего из базовых плит, пуансонодержателя, матрицы держателя, установочно-направляющих деталей, предназначенных для точного центрирования верхней части штампа относительно нижней, и сменных пакетов. Пакеты в блок устанавливаются с помощью специального Т-образного паза, который фиксирует, базирует пуансон и матрицу друг относительно друга. Применение групповой обработки при механической обработке на токарных и револьверных станках, а также на станках с ЧПУ повышает производительность обработки и коэффициент загрузки станков.

Для обработки группы деталей в широком диапазоне диаметров (что характерно для групповой обработки) целесообразно применение поводковых патронов со сменным центром и поводками, обеспечивающими возможность обработки всех разновидностей деталей, входящих в группу в одном приспособлении. Заготовку устанавливают в плавающий сменный центр и вращающийся центр пиноли задней бабки. Крутящий момент передается заготовке самоустанавливающимся сменным поводком с помощью поводка. Наладка патрона осуществляется сменой поводка и центра (рис. 1).

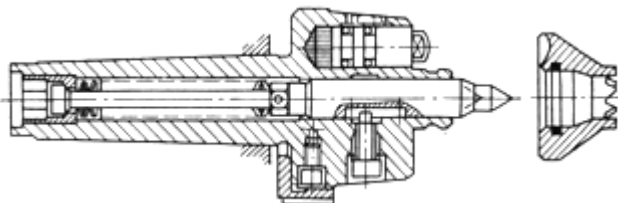


Рис. 1

Для закрепления заготовок типа тел вращения применяют наладочные патроны со сменными цангами. На рис. 2 показан цанговый патрон, сменными наладками которого являются цанговые втулки с одинаковым размером конусной части, сопрягающейся с перемещающейся втулкой. Плунжер давит на масло, под давлением которого цанговая втулка перемещается вправо, и кулачки, перемещаясь радиально, закрепляют заготовку.

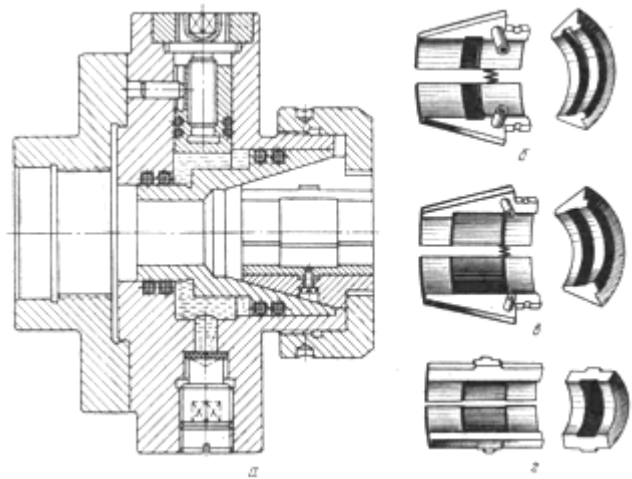


Рис. 2

Для установки заготовок по внутренней цилиндрической поверхности при групповом методе обработки применяют универсально-наладочные разжимные оправки со сменными установочно-зажимными элементами: цангами, разрезными втулками, сегментами. Разработана конструкция наладочной сегментной разжимной оправки. Тяга, контактирующая с сегментами и выполненная в виде шестигранной пирамиды, обеспечивает большое усилие зажима. Замена сегментов и упоров позволяет закреплять детали в большом диапазоне диаметров. Тяга, соединенная с приводом, при её перемещении раздвигает сегменты в радиальном направлении, которые закрепляют заготовку.

При групповой обработке заготовок на сверлильных станках в мелкосерийном и серийном производстве широко применяют скальчатые кондукторы с наладками. На предприятии «Каргормаш» при обработке деталей гидроаппаратуры используется порталый скальчатый кондуктор со сменными кондукторными плитами 2 и сменными установочными кондукторными втулками 3, применяемый при групповой обработке деталей 1 (рис. 3).

Сменные наладки, проектируемые в соответствии с конфигурацией и базовыми поверхностями заготовок, обеспечивают возможность использования базисной части — скальчатого кондуктора для установки в одном кондукторе не только различных деталей одной группы, но и различных групп деталей.

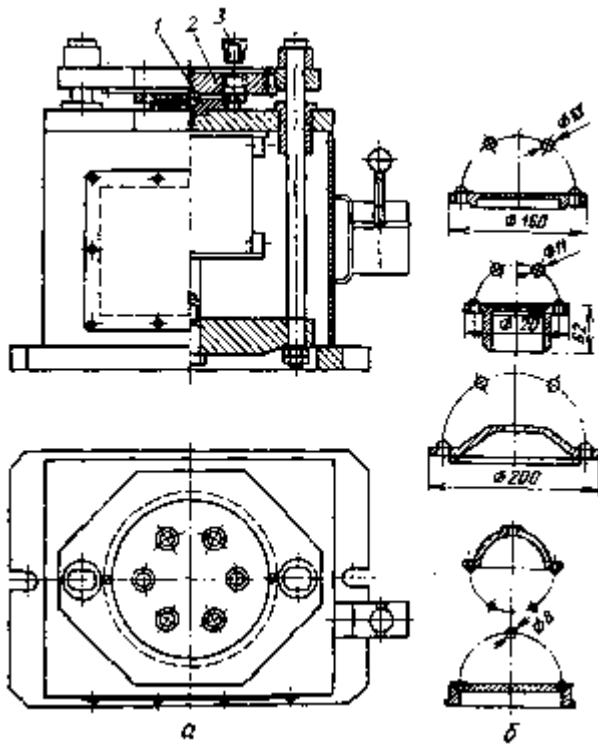


Рис. 3

При групповой обработке радиально расположенных отверстий в деталях типа втулок можно использовать наладочный кондуктор (рис. 4).

Кондуктор состоит из поворотной и подвижной частей. В поворотной части находится делительное устройство, состоящее из делительного диска 1, представляющего собой втулку и диск, выполненные как одно целое; фиксатора 7, пружины 5 и зубчатого валика 6. Подвижную кондукторную плиту можно устанавливать на требуемый размер в вертикальном направлении в зависимости от наружного диаметра обрабатываемой детали. Размер в продольном направлении достигается за счёт соответствующей толщины бурта сменных наладок. Кондуктор обеспечивает деление на 24 части, поэтому в нём можно сверлить отверстия, расположенные по окружности через каждые 15° . Зажимают и освобождают обрабатываемые детали при помощи диафрагменного пневмопривода, встроенного в поворотную часть кондуктора. При настройке кондуктора для сверления определенного количества отверстий необходимо, чтобы такое же количество аналогично расположенных отверстий делительного диска оставалось открытым. Остальные отверстия делительного диска закрывают крышками 2.

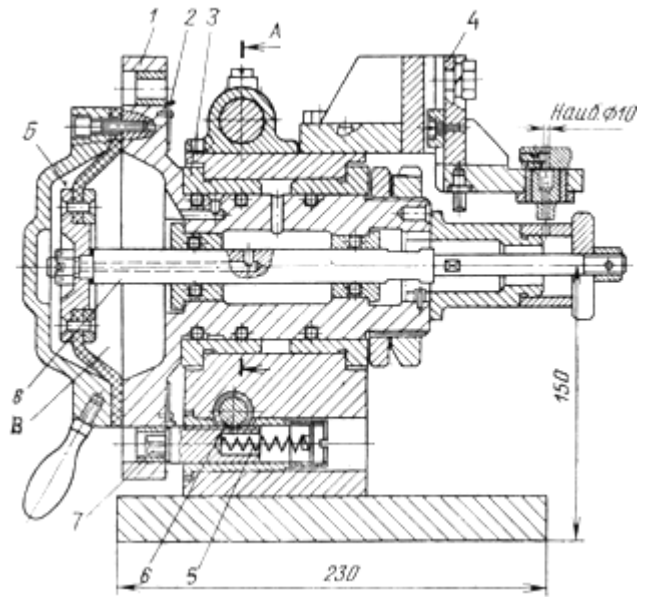


Рис. 4

Применение групповой обработки, характеризующейся общностью оборудования и технологической оснастки, позволяет резко сократить количество специальных приспособлений, проектируемых на заводах с мелкосерийным и серийным типом производства, поскольку одно групповое приспособление заменяет столько специальных приспособлений, сколько деталей объединено в одну группу.

Применение групповых механизированных и автоматизированных приспособлений обеспечивает повышение производительности обработки за счёт сокращения вспомогательного времени, затрачиваемого на закрепление и раскрепление заготовок. Применение групповых приспособлений,

благодаря многократному их использованию, обеспечивает значительное сокращение сроков и стоимости подготовки новых моделей за счёт сокращения конструкторских работ, трудоемкости изготовления приспособлений и расхода металла, а также создаёт предпосылки для их централизованного изготовления.

В отличие от специальных приспособлений, работающих не до полного физического износа, а до снятия изделия с производства, наиболее сложная трудоёмкая и дорогая базисная часть групповых приспособлений используется многократно до полного физического износа, что значительно сокращает расход металла и стоимость приспособлений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Андреев Г.Н., Новиков В.Ю., Схиртладзе А.Г. Проектирование технологической оснастки машиностроительного производства. М.: Высшая школа, 1999. 415 с.
2. Блумберг В.А., Близнюк В.П. Переналаживаемые станочные приспособления. Л.: Машиностроение, 1978. 360 с.
3. Кузнецов Ю.И. Технологическая оснастка к станкам с программным управлением. М.: Машиностроение, 1976. 224 с.
4. Митрофанов С.П. Групповая технология машиностроительного производства. Л.: Машиностроение, 1983. 376 с.
5. Технологическая оснастка многократного применения / Под ред. Д.И. Полякова. М.: Машиностроение, 1981. 402 с.
6. Технология машиностроения. Т.2 / Под ред. Г.Н. Мельникова. М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 1999. 640 с.

УДК 621.791
А.П. ЧУРИКОВ

Технология диффузионной сварки в вакууме пластин магнитострикционного привода малых перемещений узлов станка

Диффузионная сварка в вакууме совершенствует методы сварочного производства и находит широкое применение в радиоэлектронике, электротехнике, машиностроении, космической технологии и др. Данный метод обеспечивает получение вакуумно-плотных, термостойких, виброустойчивых, разнородных по материалам сварных соединений при сохранении высокой точности геометрических размеров, форм изделий и приводов сверхточных перемещений узлов металлорежущих станков, заменяет пайку, аргоно-дуговую и точечную электроконтактную сварку и метод клепки.

Сущность процесса диффузионной сварки заключается в использовании явления взаимной диффузии атомов соединяемых металлов и сплавов, в нашем случае, взаимной диффузии атомов никеля НВК-1 и сплава пермендюр К48Ф2 при нагреве их в вакууме $2 \cdot 10^{-4}$ – $2 \cdot 10^{-5}$ мм ртутного столба выше температуры рекристаллизации более легкоплавкого материала без расплавления его поверхности. Температура рекристаллизации никеля равна 480°C – 630°C , температура плавления равна 1455°C , а пермендюра соответственно — 650°C – 850°C и 1600°C – 1650°C .

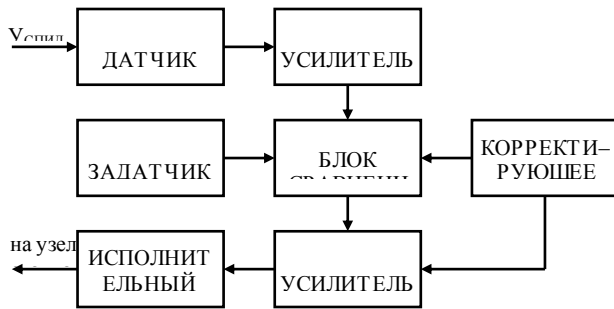
Существенное влияние на качество диффузионного соединения оказывают чистота обработки и качество подготовки рабочих поверхностей свариваемых элементов и требует не ниже 6 класса шероховатости. Поэтому пластины из никеля и пермендюра предварительно были получены

методом горячей прокатки на прокатном стане с последующим шлифованием пластин пермендюра.

Существует определенная зависимость между прочностью сварного соединения и режимом диффузионной сварки. В результате опытной сварки образцов получены следующие оптимальные режимы сварки: температура нагрева равна 1000°C , удельное давление 15 Н/мм^2 , время диффузионной сварки 25 мин, что обеспечивает прочность на разрыв сварного шва 350 Н/мм^2 и относительную деформацию 1,5%.

Перед сваркой обезжиренные пластины были собраны в пайст в шахматном порядке, т.е. никель с отрицательной магнитострикцией, пермендюр с положительной стрикцией, никель, пермендюр и т.д. Затем пакет подвергается травлению для снятия окисных пленок, препятствующих диффузированию атомов соединяемых деталей между пластиной из никеля и сплава пермендюра. Там, где не требуется наличия сварного шва по длине магнитострикционного привода, используется обезвоженная тонкостенная слюда толщиной 0,01–0,03 мм.

Затем собранный пакет помещается в вакуумной камере. Чтобы не допустить коробления пластины в процессе нагрева, прилагается усилие поджима их от пуансона. Затем из камеры выкачивается воздух, после чего производится нагрев с помощью тока высокой частоты в течение 30–35 мин, после чего пластины в зоне сварки сжимаются с рабочим удельным давлением. Диффузионная сварка



осуществляется с помощью диффузионика, который приводит в направленное колебание атомы никеля и пермендюра и их взаимное проникновение в глубь друг друга по площади сварного шва. Охлаждение пакета производится в вакууме в течение 2 часов.

Полученный магнитострикционный привод обеспечивает точность перемещения узлов станка, оснащенного САУ, до 1 мкм на широком диапазоне регулирования упругими деформациями системы станок – приспособления – инструмент – деталь (СПИД), а также для настройки режущего инструмента на требуемый настроечный размер на станке и вне станка.

Разработанный привод был использован в общей САУ процессом шлифования на круглошлифовальном станке, обеспечивающей следующие циклы абразивной обработки.

1. Ускоренный подвод шлифовального круга к обрабатываемой детали.
2. Ускоренное врезание до достижения заданного радиального усилия.
3. Черновое шлифование с заданным постоянным радиальным усилием и постоянной продольной подачей.
4. Переключение с чернового шлифования на чистовое с включением системы программного управления радиальным усилием на этапе чистового шлифования.
5. Переключение с чистового шлифования на этап управляемого выхаживания с поддержанием постоянства диаметрального размера по всей длине шлифования.

6. По достижении заданного размера производится быстрый отвод круга от детали в исходное положение и остановка хода стола станка и вращения детали.

Рассмотрим более подробно САУ процессом шлифования на этапе выхаживания. Функциональная схема управления упругими перемещениями системы СПИД путем изменения размера статической настройки показана на рисунке.

Функциональная схема САУ на этапе выхаживания

Действительный размер $У_{спид}$, полученный на этапе выхаживания, снимается виброгенераторным датчиком ВГД-10, сигнал которого усиливается усилителем 1. В блок сравнения поступают два сигнала: первый сигнал от задатчика требуемого размера обрабатываемой детали и второй – от усилителя 1.

Затем сигнал рассогласования повторно усиливается усилителем 2 и поступает на исполнительный механизм. В качестве исполнительного механизма используется вышеразработанный магнитострикционный привод для малых перемещений узла задней бабки круглошлифовального станка на этапе управляемого выхаживания.

При управляемом выхаживании постоянно продольной подачи стола станка в долях высоты шлифовального круга обеспечивается за счет поддержания неизменными скорости движения стола и скорости вращения шлифуемой детали. Для этого в САУ предусмотрено корректирующее устройство (см. рис.).

На данном этапе САУ поддерживает постоянно расстояние между режущей кромкой шлифовального круга и осью обрабатываемой детали путем внесения поправок в размер статической настройки системы СПИД, что позволяет получить точность обработки в пределах 2-5 мкм, низкую шероховатость и повышение производительности на 30-50%.

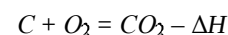
УДК 669.046.511.2

А.З. ИСАГУЛОВ
С.Г. КАНУНИКОВА
В.Ю. КУЛИКОВ
О.С. СОГРИНА
В.В. ЯКОВЛЕВ

Способы интенсификации ваграночного процесса

Известно, что процесс плавки чугуна в вагранке основывается, прежде всего, на определенных взаимосвязях конструктивных и технологических параметров. При этом в каждом отдельном случае при различных конструктивных параметрах вагранок с использованием различных сортов кокса и его количества и при различной температуре подогрева дутья были получены различные показатели процесса.

На ЗАО «КМЗ им. Пархоменко» в литейном цехе находится вагранка внутренним диаметром 800 мм. Зона, в которой протекает реакция взаимодействия кислорода с топливом, называется кислородной. Здесь происходит основная реакция горения топлива (рис. 1):



при дутье, обогащенном кислородом



Рис. 1. Горение топлива в холостой колоше вагранки

Реакция горения топлива протекает в диффузионной области гетерогенного процесса, и скорость ее зависит от скорости диффузии кислорода из турбулентного ядра потока через ламинарный слой к поверхности горения топлива. Эта скорость зависит от температуры газовой фазы, концентрации кислорода в ней и скорости потока газов.

На рис. 2 показано изменение температуры газовой фазы по высоте вагранки в случае применения холодного воздуха, не обогащенного кислородом (кривая 1), и подогретого воздуха или воздуха, обогащенного кислородом (кривая 2). Слева показан характер разгара футеровки: более вытянутый вверх для первого случая и более сконцентрированный — для второго.

Высоты зон перегрева капель металла при работе вагранок на холодном и горячем дутье станут почти одинаковыми при одинаковом расходе кокса. А так как при горячем дутье температура в зоне перегрева выше, то и температура металла, выпускаемого из вагранки, будет выше. Флюсы, соединяясь с золой кокса и посторонними примесями, образуют шлак, который состоит из основных окислов (SiO_2 , Al_2O_3 , CaO). По мере расплавления металлической шихты и выпуска металла и шлака в шахту печи загружают новые колоши металла, кокса и флюса.

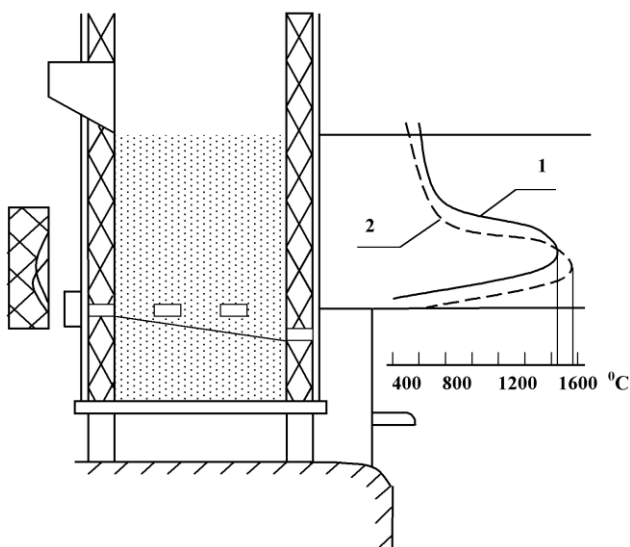


Рис. 2. Изменение температуры газовой среды по высоте вагранки 1 — при холодном дутье; 2 — при горячем дутье или

Ваграночные газы, которые закончили теплообмен с шихтой, называются колошниковыми. Через трубу и искрогаситель они выбрасываются в атмосферу. Эти газы содержат большое количество пыли и токсичных газов (угарного, серного, сернистого). Для того чтобы определить оптимальные параметры вагранок, необходимо воспользоваться математико-статистической моделью ваграночного процесса.

Для решения задачи была разработана математико-статистическая модель ваграночного процесса с основными показателями [2]: удельная производительность вагранки g и температура выплавляемого чугуна t_q . В качестве аргументов приняли полезную высоту H_n ; сечение основного ряда фурм e_1 ; высоту горна h_2 ; давление P и расход W дутья; расход кокса K_p и размер его кусков d_k ; вес металлической колоши M ; высоту холостой колоши $h_{хк}$; длительность плавки τ . Учитывалась и форма выходного сечения фурм: отношение части периметра шахты, занятой фурмами, ко всему периметру L_1 .

Для нахождения количественных характеристик изучаемых связей установили парные корреляционные зависимости показателей плавки от каждого аргумента. В качестве критерия оптимальности применяли наибольшее значение удельной производительности и температуры выплавляемого чугуна.

На рис. 3 приведены поля корреляции для вагранок диаметром 800 мм. Поля корреляции построены [3] на основе данных о работе 1100 действующих вагранок с диаметром 600-1300 мм. В качестве группировочного признака принят диаметр вагранки. По этому признаку все вагранки подразделили на шесть групп: 600, 700, 800, 900, 1000-1100, 1200-1300; количество данных было достаточным для проявления действия закона больших чисел. Видно, что существует определенная зависимость g и t_q от основных конструктивных и технологических параметров.

Подтвердились известные зависимости повышения t_q с увеличением K_p и d_k , роста g с увеличением W и уменьшением g с повышением K_p . Сила связи между показателями плавки и параметрами характеризуется коэффициентами корреляции r , если зависимость прямолинейная, и корреляционными отношениями η , находящимися в пределах 0,40-0,65.

Уравнения регрессии зависимостей g и t_q для вагранок всех групп и для определенных на рис. 3 графиков вагранок диаметром 800 мм следующие:

$$g = 2,68 H_n - 0,29 H_n^2 + 1,08;$$

$$t_q = 1019 + 166 H_n - 19 H_n^2;$$

$$g = 5,97 + 0,146 e_1 - 0,0035 e_1^2;$$

$$t_q = 1276 + 7,6 e_1 - 0,18 e_1^2;$$

$$g = 1,51 P^{0,277};$$

$$t_q = 1047 P^{0,041};$$

$$g = 10,87 - 0,25 K_p;$$

$$t_q = 1306 + 4,67 K_p;$$

$$t_q = 1436 - 0,142 h_z.$$

Уравнения регрессии таких же зависимостей для вагранок других диаметров имеют подобный вид.

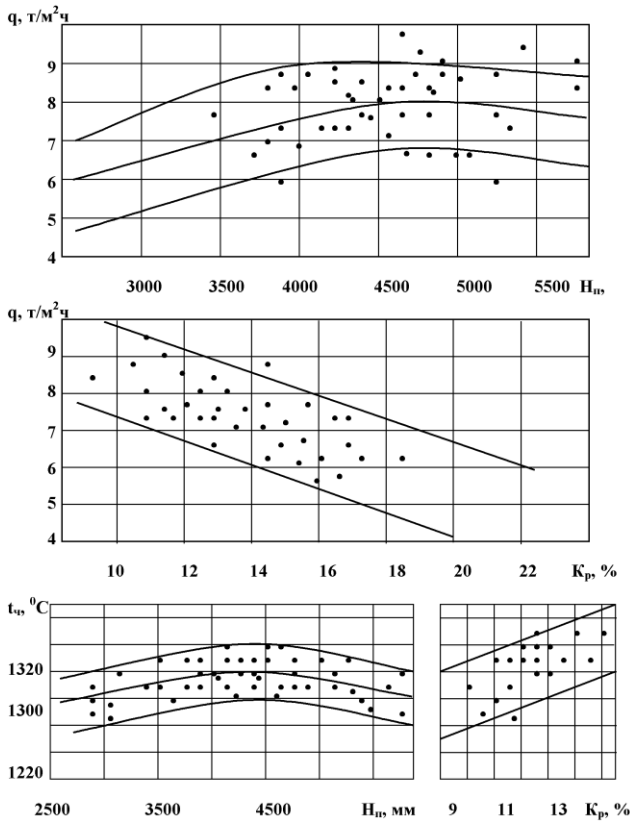


Рис. 3. Корреляционные поля основных параметров

Приравняв к нулю первые производные уравнений параболического типа, находим значения параметров, соответствующих максимуму g или t_q . Оптимальные значения параметров вагранок диаметром свыше 1300 мм установлены методом экстраполяции. Взаимосвязь трех основных конструктивных параметров — диаметра $D_в$, высоты H_n и сечения фурм e_1 — приведена в таблице.

ВЗАИМОСВЯЗЬ ОСНОВНЫХ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВАГРАНОК НОРМАЛЬНОГО РЯДА

$D_в$, мм	700	800	900	1100	1300	1500	1800	2100
H_n , мм	3750	4200	4500	4800	5300	6200	7000	7700
e_1 , %	22	21	20	19	18	18	17	17

Установлено, что с увеличением веса металлической колоши в два раза температура чугуна понижается на 25...30°C. Потери температуры чугуна в горне достигают 20°C на каждые 100 мм высоты горна. Увеличение расхода кокса с 10 до 15% повышает t_q на 30...40°C, а g снижается на 1,2...1,4 т/м²·ч. Влияние длительности плавки незначительно. Размеры толщины футеровки не отразились на показателях плавки.

Совместное влияние исследуемых факторов и относительная сила влияния каждого были установлены при решении многофакторной корреляционной модели. Получены уравнения множественной регрессии, по которым можно определить ожидаемые производительность и температуру чугуна для данных конструкций вагранки и условий плавки.

Изначально на «холостую колошу» шла загрузка 750 кг металлической шихты, после чего следовала пересыпка кокса, известняка и ферросплавов. Затем снова заваливались 750 кг шихты. При таких условиях расход кокса на «холостую колошу» определялся следующим образом:

$$B_k = \gamma_k \times F_в \times h_{х.к.},$$

где γ_k — удельный вес кокса, кг/м³, $\gamma_k = 450$ кг/м³;
 $F_в$ — площадь поперечного сечения вагранки, м²;
 $h_{х.к.}$ — расчётная высота слоя «холостой колоши», м.

$$h_{х.к.} = h_z + h_ф + h_{в.з.},$$

где h_z — высота горна от пода до нижнего края фурм, м;
 $h_ф$ — высота фурм, м;
 $h_{в.з.}$ — расстояние от верхней границы правильного пояса до фурм, м.

$$h_{х.к.} = 0,6 + 0,1 + 0,7 = 1,4;$$

$$B_x = 450 \times 1,4 \times 1,4 = 882 \text{ кг.}$$

Расход кокса на одну плавку металлической завалки:

$$B_m = M \times 3,$$

где M — количество металлической завалки за один розжиг вагранки, кг. Берём 3т из таблицы;
 3 — процент загрузки кокса от веса металлической завалки.

$$B_m = 3000 \times 0,177 = 531 \text{ кг.}$$

Технологический расход топлива при плавке чугуна в вагранке находится по формуле:

$$B_{т.в} = \frac{\hat{A}_в \times Q_в + (\hat{A}_о + \hat{A}_б) \times Q_б}{7000}, \text{ кг. у. т.,}$$

где $Q_л$ — низшая теплота сгорания топлива, ккал/кг;
 $Q_к$ — низшая теплота сгорания натурального литейного кокса, ккал/кг.

$$B_{т.в} = \frac{170 \times 4500 + (882 + 531) \times 6800}{7000} = 1482 \text{ кг. у. т.}$$

Были произведены испытания по завалке следующим образом: с целью сокращения времени загрузки шихты, увеличена высота «холостой колоши», уменьшена масса кокса в рабочей колоше, металлозавалка до пересыпки стала составлять 1000 кг, то есть вместо четырёх завадок требуется три.

Высота «холостой колоши» была увеличена на 15 см.

$$h_{х.к.} = 0,6 + 0,1 + 0,85 = 1,55 \text{ м,}$$

$$B_x = 450 \times 1,4 \times 1,55 = 977 \text{ кг.}$$

Затраты на пересыпку кокса составили 210 кг. Учитывая, что на 3 т требуется две пересыпки, $B_m = 420$ кг.

$$B_{т\bar{e}} = \frac{170 \times 4500 + (977 + 420) \times 6800}{7000} = 1466 \text{ кг. у. т.}$$

Удельный расход топлива на тонну годного литья:

$$B_{\bar{a}\bar{a}} = \frac{\hat{A}_{т\bar{e}}}{\eta \times \bar{I}}, \text{ кг. у. т./т.,}$$

где η — коэффициент выхода годного литья, $\eta = 0,94\%$,

$$B_{\bar{a}\bar{a}} = \frac{1466}{0,94 \times 3} = 520 \text{ кг. у. т./т.}$$

Таким образом, при небольшом сокращении расхода кокса сократились затраты времени на плавку. С повышением производительности вагранки,

сокращение затрат кокса будет более ощутимым. Температура металла на выходе осталась прежней, порядка 1380°C . Для выравнивания химического состава используются так называемые «прослойки». То есть $FeSi$, $FeMn$, рассчитанные на завалку, подаются в вагранку не сразу, а разбиваются на несколько частей и поступают в вагранку в течение всей завалки.

Произведённые испытания предполагают возможности интенсификации ваграночной плавки. Применение комплексной автоматизации и ЭВМ позволит наряду с обычным эффектом вскрыть резервы и перспективы ваграночной плавки, которая, очевидно, ещё на долгие годы останется основным видом агрегата для плавки чугуна в литейном производстве.

УДК 621.744.079.001.5

Т.Ж. ЖУКЕБАЕВА
С.Г. КАНУНИКОВА

Исследование условий поверхностного модифицирования и легирования отливок из серого чугуна в литейной форме

Начало широким исследованиям поверхностного модифицирования и легирования отливок положено А.А. Горшковым и Е.И. Рабиновичем [1].

Наряду с техническими аспектами изучались и вопросы механизма переноса. Последними исследованиями установлено, что непереносным условием для заметного массопереноса активного компонента в металл является наличие жидкой фазы в пристеночном слое отливки. Продолжительность пребывания отливки в твердожидком и жидкотвердом состоянии увеличивается, главным образом, разностью температур металла и формы, т.е. повышение температуры заливки должно сохранить устойчивость жидкой фазы. Однако практика поверхностного модифицирования и легирования отливок показывает, что повышение температуры заливки не всегда способствует повышению эффективности этого процесса.

Перегрев металла в реальных условиях затвердевания отливки в форме повышает также перегрев формы и изменяет условия охлаждения чугуна. Это положение приобретает особо важное значение при затвердевании тяжелых отливок с толщиной стенки 200 мм и более.

По-видимому, эффективность поверхностного модифицирования и легирования зависит, прежде всего, от характера затвердевания отливки (объемный или последовательный).

В опытах по поверхностному модифицированию крупных отливок борной кислотой и шлаком феррохромового производства учитывали различные условия кристаллизации металла в форме.

Для поверхностного легирования и модифицирования крупных отливок из серого чугуна нами опробованы: ферробор, карбид бора, бура, борная кислота.

Наиболее сильное влияние на структуру поверхностного слоя отливок оказывает ферробор. Стержни покрывали пастами из 75-85% дробленого ферробора фракцией 0,1÷0,5 мм и 15-25% асбестовой крошки. В качестве связующего использовали жидкое стекло. При толщине покрытия 2 мм глубина слоя с измененной структурой составляла 10-12 мм. У поверхности (до 5 мм) наблюдалась зона сплошных карбидов (рис. 1). За ней следовала переходная зона шириной 2-3 мм, характеризующаяся постепенным уменьшением количества карбидов и появлением отдельных графитовых включений. На глубине 8-12 мм — металлическая основа перлитная с измельченным графитом.

Воздействие карбида бора на структуру чугуна значительно меньше, чем ферробора. При использовании паст, состоящих из 75-85% карбида бора и 15-25% асбестовой крошки, глубина модифицированного слоя не превышала 2 мм. В этой зоне наблюдалась карбидо-перлитная структура с мелкими включениями графита (рис. 2). Более сильное влияние проявилось в том случае, когда на стержень наносили чистый порошок, замешанный на жидком стекле или на патоке; глубина модифицированного слоя достигала 4 мм.



Рис. 1. Микроструктура чугуна рабочего слоя отливки, легированного ферробором. Травлено. $\times 10$



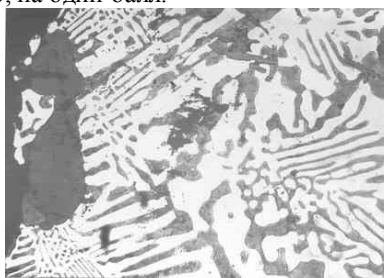
Рис. 2. Микроструктура чугуна рабочего слоя отливки, легированного карбидом бора. Травлено. $\times 10$

Наиболее широкое применение в процессе поверхностного модифицирования нашли бура и борная кислота. Возможность использования этих материалов без предварительной подготовки, низкая стоимость, недефицитность и довольно сильное влияние на структуру чугуна позволяют отнести буру и борную кислоту к числу наиболее подходящих материалов для поверхностного модифицирования отливок.

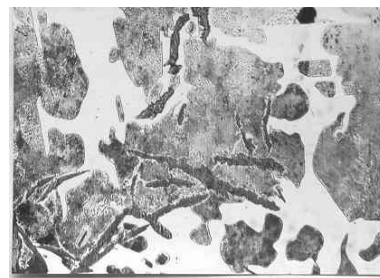
На основе буры и борной кислоты исследовано и опробовано в заводских условиях более 30 составов активных паст и красок. При использовании буры в составе активных красок в поверхностном слое отливок проявляется три структурные зоны: 1 — карбидо-перлитная с преобладанием карбидов (рис. 3, а) толщиной до 2 мм; 2 — переходная зона (2-3 мм), характеризующаяся появлением графита (рис. 3, б); 3 — зона с измельченным графитом и отдельными включениями карбидов (рис. 3, в). Глубина этой зоны колеблется от 3 до 5 мм.

При использовании борной кислоты в составе активных красок количество карбидов в чугуне рабочего слоя отливок значительно меньше, чем при использовании буры. Глубина отбеленной зоны обычно не превышает 0,5-1,0 мм. Наряду с карбидами наблюдается незначительное количество измельченного (на 1-2 балла) графита (рис. 4, а). На глубине до 5-7 мм карбиды встречаются лишь в виде отдельных включений (рис. 4, б), часто по границам зерен (рис. 4, в).

Влияние борной кислоты проявляется, главным образом, при формировании графита. В обычном чугуне графит располагается в виде крупных колоний почти с самой поверхности (рис. 5, а). В чугуне, модифицированном борной кислотой, наблюдаются разрозненные включения на глубину более 10 мм (рис. 5, б). Бор способствует заметному измельчению графита, особенно в ваграночном чугуне (рис. 5, в, г). Площадь, занимаемая графитом, уменьшается, примерно, на один балл.



а

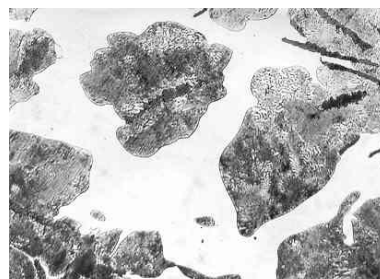


б

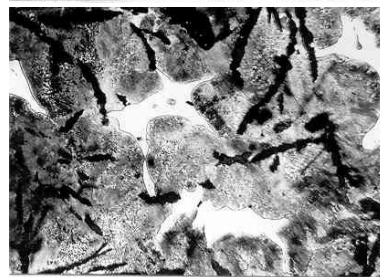


в

Рис. 3. Микроструктура рабочего слоя отливки, подвергнутой поверхностному модифицированию бурой: а — на глубине до 2 мм; б — на глубине 3 мм; в — на глубине 7 мм. Травлено азотной кислотой. $\times 10$



а



б



в

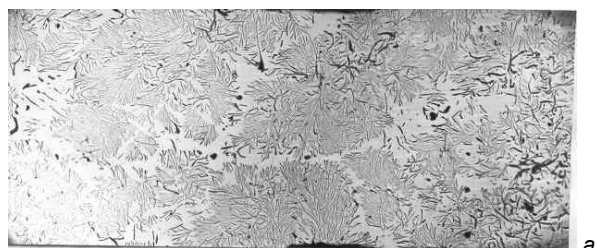
Рис. 4. Микроструктура рабочего слоя изложницы, подвергнутой поверхностному модифицированию борной кислотой: а — на глубине 1 мм; б — на глубине 4-5 мм; в — на глубине 6-7 мм. Травлено азотной кислотой. $\times 10$

Таким образом, бура и борная кислота проявляют свое влияние на структуру чугуна, в основном, как модификаторы. Появление карбидов, вероятно, связано с повышением степени переохлаждения борсодержащих чугунов. Однако эти карбиды не представляют собой новую фазу на основе бора. Определение углерода и железа в карбидной фазе с помощью микроанализатора М.С. 46 «Каめка» показало, что ее состав соответствует цементиту.

Высококчувствительным прибором бора в карбидах не обнаружено.

Методом масс-спектрального анализа также не удалось зафиксировать большого количества бора в чугунах отливок, подвергнутых поверхностному модифицированию бурой и борной кислотой. Содержание бора на глубину до 2 мм не превышает 0,088%; до 4 мм — 0,0062%; на большем расстоянии от рабочей поверхности обнаружены лишь следы бора, а в некоторых образцах — 0,001-0,002% В.

Следует отметить, что для масс-спектрального анализа были отобраны образцы с содержанием карбидной фазы не менее 50% (по площади шлифа) на глубину до 3-4 мм.



Чугун доменной плавки



Чугун ваграночной плавки

Рис. 5. Макроструктура рабочего слоя отливки: а, в — обычный чугун; б, г — чугун, модифицированный борной кислотой. Не травлено. $\times 7,5$

Наличие бора в карбидной фазе обнаружено лишь при цветном избирательном травлении реактивом Ле-Шателье. Карбиды окрашивались в желто-коричневый и голубой цвета (рис. 6), характерные для фаз, содержащих бор. Перлит при этом не проявлялся.

Микротвердость карбидной фазы в борсодержащих чугунах. Измеренная на приборе ПМТ-3 при нагрузке 100 г, колеблется в пределах 858-

882 кг/мм²; в некоторых образцах — 1030 кг/мм². В обычном чугуне, затвердевшем белым в тонких образцах, микротвердость не превышает 800 кг/мм².

Полученные данные позволяют предположить, что в цементите отдельные атомы углерода замещены бором. Причем образующийся бороцементит, по-видимому, имеет переменный состав, о чем свидетельствуют колебания показателей по микротвердости и различная окраска даже одних и тех же включений при избирательном травлении (рис. 6).

Анализ системы Fe-C-B с точки зрения современных представлений об электронном строении атомов также свидетельствует о том, что образование боридов железа в чугуне мало вероятно. В состоянии изолированного атома бор имеет конфигурацию валентных элементов $2S^2 2P^1$; углерод — $2S^2 2P^2$, железо — $3d^6 4S^2$. При образовании соединений бора (состояние возбужденного атома) характерен S-P — переход с образованием энергетически более устойчивой SP^2 — конфигурации, которая в свою очередь стремится перейти в еще более стабильную конфигурацию SP^3 , что возможно в результате захвата электронов партнера.

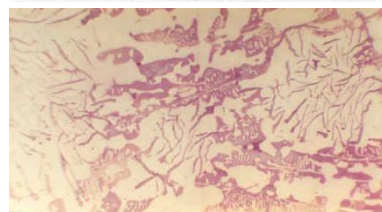


Рис. 6. Микроструктура чугуна, модифицированного борной кислотой: а — травлено азотной кислотой; б — травлено реактивом Ле-Шателье. $\times 100$

Железо, имея недостроенный 3d-уровень и заполненный последующий 4s-уровень, относится к переходным металлам. В образовании химических связей принимают участие не только электроны 4s-уровня, но и электроны незаполненного 3d-уровня. В состоянии возбужденного атома возможно два устойчивых состояния: d^{10} - и d^5 -конфигураций. Конфигурация d^5 более устойчива, чем d^{10} , так как, по правилу Гунда, при заполнении уровней с одинаковой энергией электроны располагаются таким образом, чтобы суммарное спиновое число было максимальным, что выполняется при условии, когда спины электронов еще не спарены (параллельны). В системе Fe-B железо стремится отдать часть электронов для достижения d^5 -конфигурации, а принятые бором электроны способствуют созданию наиболее стабильной SP^3 -конфигурации.

Соединения FeB и Fe₂B базируются на высоком статистическом весе d^5 -конфигурации.

При одной и той же концентрации бора в системах $Fe-B$ и $Fe-B-C$ относительный статистический вес d^5 -конфигурации во второй системе существенно снижается за счет повышения статистического веса $S-P$ -конфигураций, вносимых углеродом. Это объясняется наличием $S-P$ -перехода и в атомах

углерода, в результате чего получается устойчивая его конфигурация SP^3 .

На основании исследования структуры, свойств борсодержащего чугуна и анализа типа связей с системами $Fe-B$ и $Fe-B-C$ можно заключить, что бор в чугуне находится, в основном, в виде бороцементита. Образование боридов маловероятно.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Вейник А.И. Термодинамика литейной формы. М.: Машиностроение, 1968.
2. Гиршович Н.Г. Кристаллизация и свойства чугуна в отливках. М.: Машиностроение, 1966.
3. Воздвиженский В.М. и др. Литейные сплавы в машиностроении и их плавка. М.: Машиностроение, 1986.

УДК 669.168

А.Ф. ЧЕКИМБАЕВ
С.О. БАЙСАНОВ
М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ
А.Б. АХМЕТОВ
Б.А. АМУРГАЛИНОВ
А.А. ЖАРМЕНОВ

Теоретические и технологические исследования по разработке технологии и освоению производства ферросиликоалюминия

Использование комплексных кремнеалюминиевых сплавов является одним из эффективных путей повышения качества стали и снижения ее себестоимости благодаря низкому угару алюминия и кремния, а также более глубокой очистке стали от неметаллических включений.

Химико-металлургическим институтом на базе мини-завода ФСА в Экибастузе разработана и внедрена технология получения ферросиликоалюминия (ФСА) карботермическим методом из углистых пород экибастузского месторождения. Процесс выплавки сплава осуществляется с применением в качестве исходного сырья одной лишь углистой породы, без добавления кокса. По данным петрографических исследований, углистые породы состоят из каолинита ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$) 25-55%, углистого вещества 8-55%, кварца 2-5%, сидерита 12-22%, гидроксида железа до 3%, слюды контранита 10-20%, вюстит, пирита и оксидных и карбонатных микровключений кальция, магния и титана. Органическая часть углистых пород представлена на 70-75% микрокомпонентами витринита и фюзинита и до 6% лейптинита.

Установлено, что углистые массы в породах сложены в виде крупных агрегатов или прослоек попеременно с глинистыми частицами, состоящими из оксидов кремния и алюминия, железо находится в виде самостоятельной фазы — сидерита. Тесный контакт углистых масс с оксидами минеральной части играет положительную роль в процессе высокотемпературного восстановления. Прожилки углерода, расходясь в результате реакций с минеральной частью, образуют тонкие капилляры, способствующие хорошей газопроницаемости шихты и раннему карбидообразованию, препятствующему спеканию шихты на колошнике.

Процесс выплавки ФСА сопровождается множеством конкурирующих реакций при восстановлении кремния и алюминия. Высокие температуры и сложность взаимодействия в системе

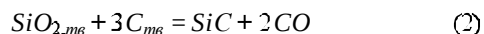
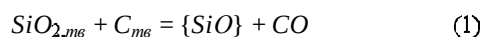
$Fe-Si-Al-C-O$ в процессе карботермического восстановления, сопровождающегося образованием ряда конденсированных промежуточных продуктов, затрудняют проведение высокотемпературного эксперимента в плане контроля составов и накопления промежуточных и газообразных продуктов, зачастую существующих только в определенных температурных интервалах. В литературе имеются описания исследований только для бинарных систем $Fe-C$, $Fe-Si$, $Si-Al$. Отсутствие термодинамических сведений для расплавов системы $Fe-Si-Al-C-O$ в широком интервале состава и температуры требует принятия определенных допущений, позволяющих максимально учесть особенности реального процесса для оценки фактического выхода продуктов реакции при выплавке ФСА. Характер протекания процесса восстановления и составы получаемых сплавов в значительной степени определяются соотношением шихтовых материалов и электрическими режимами, для определения которых был проведен термодинамический анализ системы $Fe-Si-Al-C-O$ методом минимизации энергии Гиббса. При выборе структуры модели для максимального приближения системы к реальным условиям было принято, что в фазах переменного состава (металл, шлак и т.д.) независимые элементы (Fe , Si , Al , C , O , Ti и т.д.) и различные сложные между ними соединения в жидком состоянии в дальнейшем образуют идеальный раствор. При этом учитывалась только энергия Гиббса взаимодействия при образовании этих соединений без учета энергетики взаимодействия между этими соединениями. В выбранной структуре модели присутствуют три фазы переменного состава (газовая, металлическая и шлаковая) из независимых основных элементов (Fe , Si , Al , C , O), а также из присутствующих в составе золы примесных компонентов (Ca , Mg , Ti , P , S , Na , K) и шесть индивидуальных соединений (конденсированные фазы) — карбиды кремния, алюминия, железа, кальция, титана и свободный углерод. Согласно

модели в состав 9 структурных фаз (газовая, металлическая, шлаковая, карбиды Fe , Si , Al , Ca , Ti и графит) вошли 43 индивидуальных вещества. Исходные термодинамические данные взяты из справочников [1-4].

В качестве исходного сырья была принята углистая порода Экибастузского бассейна зольностью — 53%, летучие — 15%, твердый углерод — 32% и содержанием компонентов в минеральной части углистой породы (в % по массе): SiO_2 — 57; Al_2O_3 — 34; Fe — 3,5; остальное примеси, характерные для золы углей. Кварцит с содержанием 98% кремнезема, до 2% примесных компонентов. Общее давление газовой фазы принималось постоянным, равным 0,987 атм., и применительно к ней модель была открытой.

По результатам моделирования построена политерма равновесного состояния в системе $Fe-Si-Al-C-O$, представляющая собой графики изменения мольного количества того или иного вещества в зависимости от температуры (рис.1). Полученные при этом данные можно условно разбить на три части: температурные интервалы — 1373-1923 К, 1923-2323 К и 2323-2473 К.

Как видно из политермы, при $T = 1823$ К наблюдаются резкий подъем кривых SiC и CO и резкое снижение мольного количества SiO_2 в смеси, что указывает на возможность протекания следующих реакций:

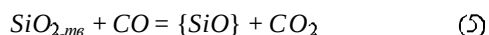
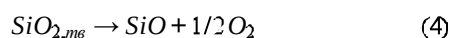


Параллельно происходит образование сплава $FeSi$ по реакции, которая усиливается во второй температурной зоне:

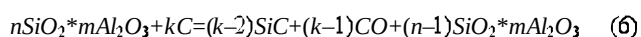


здесь же наблюдается почти симбатное снижение мольных количеств карбида кремния и углерода (рис.1).

Субоксид кремния образуется при восстановлении кремнезема окисью углерода и при диссоциации кремнезема:



Однако преимущественно он образуется при взаимодействии высшего оксида с кремнием при $T = 1986$ К, ввиду близкого контакта расплавленного оксида с кремнием в металле, о чем свидетельствует начало роста количества субоксида кремния выше 2000 К. При $T = 1866$ К происходит снижение концентрации муллита, вследствие его реакции с углеродом и образования SiC .



В конечных продуктах наблюдается тенденция роста карбида кремния, образование которого возможно непосредственно при взаимодействии кремнезема и субоксида кремния с углеродом.

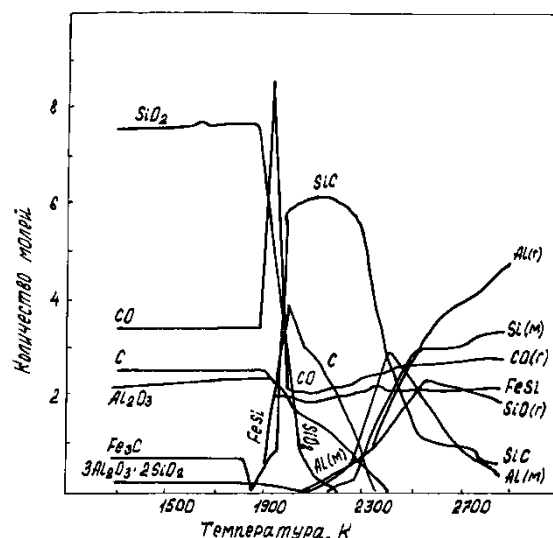
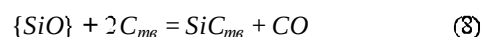
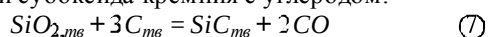
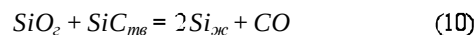
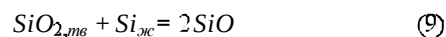


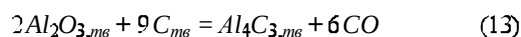
Рис. 1. Изменение мольных количеств продуктов реакций в системе $Fe-Si-Al-O-C$ в зависимости от температуры

В температурном интервале 1923 – 2323 К наряду с реакциями (1-8) возможны взаимодействия по реакциям:

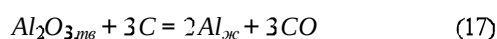
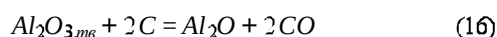
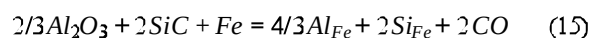
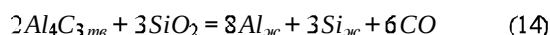


Происходит разложение минеральной части углистой породы (силикатов алюминия) на Al_2O_3 и SiO_2 и взаимодействие последних с углеродом.

При $T = 2073$ К начинается распад муллита и образование карбида алюминия:

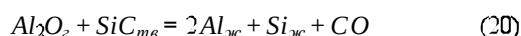
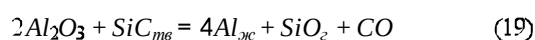
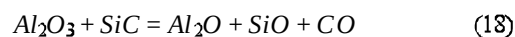


Повышенное содержание кремнезема приводит к разрушению карбидов алюминия с образованием кремнеалюминиевого сплава:



При температурах выше 2323 К значительно снижается концентрация карбида кремния и возрастание содержания кремния и алюминия в сплаве.

При $T = 2473$ начинается интенсивное развитие реакций:

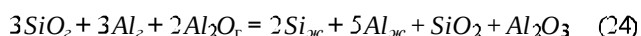
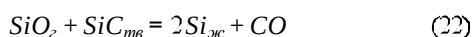


Одновременно происходит испарение алюминия в интервале температур 2573-2873 К:



На основе построенной политепической диаграммы был установлен оптимальный температурный интервал процесса образования сплава, равный 2323-2573 К, в котором потери элементов в газовую фазу в виде Al_2 и субоксидов SiO и Al_2O не превышают 20-30% для кремния и 35-50% для алюминия.

В реальных условиях потери в газовую фазу для кремния и алюминия стабильно составляли соответственно 15-25% и 20-25% и тем самым отличались от результатов термодинамического анализа. Данное обстоятельство объясняется конденсацией паров алюминия и субоксидов в верхних зонах шихты и их возвратом в реакционную зону:



Во избежание потерь ведущих элементов через газовую и шлаковую фазы необходимо соответствие геометрических размеров печей и электрических режимов, чтобы поддерживать необходимый уровень удельной мощности на единицу площади реакционной зоны в ванне печи. В противном случае перегрев приведет к резкому увеличению потерь через испарение до 30-45% Si и 70-80% Al, а недостаток тепла — к преобладающему образованию карборунда и потерям кремния и алюминия в тугоплавкой шлакокарбидной массе.

Исследованиями установлено, что в температурном интервале 2323-2573 К при недостатке восстановителя на 5-10% относительно стехиометрии наблюдаются рост извлечения ведущих элементов в сплав и увеличение выхода металла. При недостатке восстановителя 10-20% или при его избытке до 20% относительно стехиометрии происходит расстройство процесса в результате образования шлакокарбидной массы. Выявлено наиболее оптимальное соотношение SiO_2 / Al_2O_3 в исходной шихте, равное 4,2-5,7 (в мол.ед.), при котором достигается более полное извлечение ведущих элементов в металл.

С целью проверки результатов термодинамического анализа системы $Fe-Si-Al-C-O$ изучили кинетику совместного восстановления оксидов кремния и алюминия углеродом из углистых пород. Составы шихты были составлены с избытком восстановителя — 20%, стехиометрическим количеством углерода и с недостатком восстановителя. Опыты проводились в печи Таммана, с регистрацией убыли массы исследуемых образцов при продолжительности 10, 20, 40, 60 минут в инертной атмосфере с изотермической выдержкой при температурах 1873, 1973 и 2073 К. Температура контролировалась термопарой ВР-5/20. Степень восстановления оценивали по количеству выделившегося газа, принимая, что он полностью состоит из оксида углерода, и по убыли массы навески. После каждого опыта продукты подвергались химическому и рентгеноструктурному анализу. Графики изменения выхода продуктов (SiC , SiO , SiO_2

и Al_2O_3) из шихты в зависимости от времени для различных температур и уровня содержания углерода представлены на рис. 2 и 3.

В опытах при 1873 К и стехиометрическом содержании углерода общая потеря массы за 60 мин составила 30%. В отходящих газах содержание CO — 80,3 %, SiO — 19,7%. Через 20 минут после начала выдержки происходит замедление скорости восстановления (потери массы в единицу времени). Продукты плавки представлены SiC (22,9%), Al_2O_3 и «свободным» углеродом (15,1%). В основном развитие получает реакция образования SiC из свободного кремнезема: $SiO_2 + 3C = SiC + 2CO$, а также реакция разрушения каолинита углистой породы.

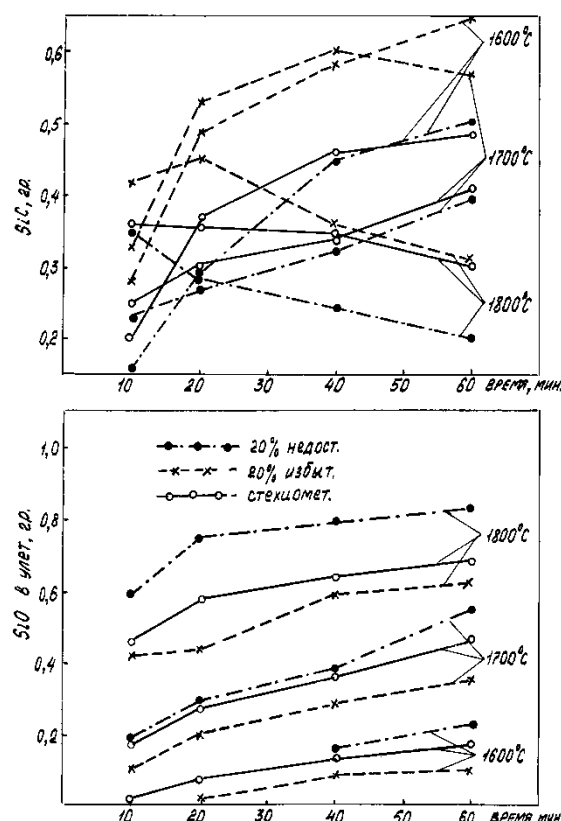


Рис. 2. Изменение выхода продуктов (SiC и SiO) из шихты ФСА в зависимости от времени для различных температур и уровня содержания углерода

Металлическая фаза представлена кремнистым чугуном C — 3,4%; Si — 2,8%; Fe — ост. При $T = 1973$ К потери массы во всех вариантах возрастали незначительно и составили 51-54%. Восстановительные процессы заканчиваются также к 20 минутам после начала опыта. Дальнейшая выдержка до 60 минут приводит к полному исчезновению «свободного» кремнезема. Основными продуктами плавки являются SiC , Al_2O_3 и в небольшом количестве $3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$. Повышение температуры до 2073 К приводит к появлению новой фазы ($\beta-Al_2O_3$). Состав отходящих газов составил: CO — 58,7% и SiO — 28,2%. Содержание SiC оказалось на 40% ниже, чем в опытах при 1873 К. Металлическая фаза состояла из C — 2,2 %, Si — 6,7%, Fe — остальное и следов алюминия. Характер кинетических кривых при

температуре 2073 К для всех вариантов опытов аналогичен, как и для опытов при температурах 1873 и 1973 К.

При избытке восстановителя «свободный» углерод присутствует до конца эксперимента. Потери в газовую фазу складываются из CO — 57%; SiO — 28% и Al_2O — 15%. Металлическая фаза представлена составом Si — 14,1-19,4%, Al — 4,8-5,6% и Fe — остальное.

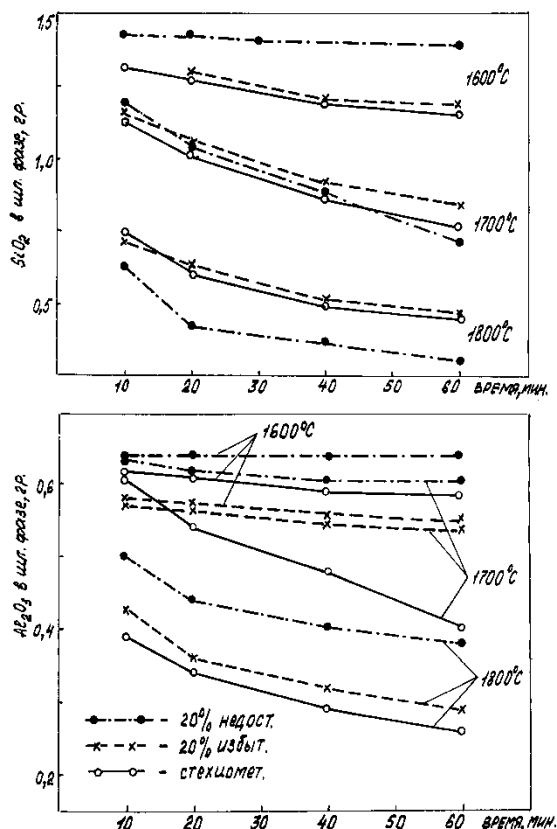


Рис. 3. Изменение выхода продуктов (SiO_2 , Al_2O_3) из шихты ФСА в зависимости от времени для различных температур и уровня содержания углерода

При недостатке восстановителя увеличивается улет SiO и снижается доля улета CO и Al_2O_3 . «Свободный» углерод практически отсутствует даже при 10-минутном опыте, а после 20 минут — и «свободный» кремнезем. Состав металла представлен: Si — 15,8%, Al — 3,2%, Fe — остальное. Таким образом, результаты термогравиметрических исследований в интервале температур 1873-2073 К подтверждают основные результаты термодинамического моделирования. Установлено, что в интервале этих температур происходит образование карбида кремния, субоксидов кремния и алюминия. При этом избыток восстановителя интенсифицирует карбидообразование, а недостаток уменьшает и стимулирует образование монооксида кремния.

В течение 1989-1994 гг. на базе теоретических данных о характере восстановительных процессов в системе $Fe-Si-Al-C-O$ с целью отработки технологических и электрических режимов процесса выплавки ФСА с различным содержанием алюминия (5-35%) из углистых пород зольностью $A = 50-60\%$

проводились серии опытно-промышленных и промышленных испытаний на различных печных агрегатах.

Испытания были проведены в печи мощностью 1200 кВт·А в условиях Аксуского завода ферросплавов (АкЗФ) при различных напряжениях 51-83В (вторичная сторона трансформатора) и силе тока 6-11кА.

На основе результатов этих серий плавов и анализа зависимостей электрических характеристик печного агрегата (ПА) (коэффициента $\cos \phi$, реактанса фазы — X_ϕ , мощности печи — P_a , от продолжительности плавов) было установлено следующее (рис. 4):

- в процессе выплавки ФСА при электрических нагрузках печи 51-58 В и 6,0-6,5 кА (в режиме параллельный треугольник) и содержании восстановителя в шихте 92-96% наблюдается глубокая посадка электродов 1200-800 мм и значения реактанса фазы равны 2,43-2,86. Мощность печи (P_a) и коэффициент печной установки ($\cos \phi$ при этом составляют 583-642 кВт и 0,83-0,86, соответственно, что ниже от этих же показателей на 17-20% и 5-6% абс. по сравнению с работой печи на 68-71 В. Извлечение кремния и алюминия в сплав при этом составило (% по массе) 88,9 и 58,9, соответственно. Низкая мощность печи 583-642 кВт не обеспечивала более полного восстановления алюминия, что приводило к частому выходу шлака из печи. Согласно результатам термодинамического моделирования, для разрушения окиси карбидов и карбида алюминия необходимо обеспечить в реакционной зоне печи высокую температуру (2200-2500 К);

- при работе печи на 5-9 ступени (68-83 В) в режиме «параллельная звезда» и содержании твердого углерода в шихте 92-96% относительно стехиометрии замечено увеличение мощности печи (P) до 700-811 кВт и коэффициента печной установки ($\cos \phi$ до 0,88-0,9. В указанном режиме извлечение ведущих элементов Si и Al в сплав составило 92% и 83,3%, соответственно.

Результаты проведенных испытаний и анализ электрических параметров процесса в зависимости от состава шихты показали, что оптимальное содержание твердого углерода в шихте должно быть в пределах 92-96% (отн. стехиометрии), что обеспечивает максимальное извлечение элементов в металл. Оптимальное фазовое напряжение печи в пределах 68-83 В, что обеспечивает наличие резерва по мощности печи и возможность увеличения вторичного напряжения до 85 В и выше.

Анализ соотношений углистой породы (УП) к кварциту по результатам этих испытаний позволил установить эмпирическое соотношение:

$$K_\gamma = C_{тв.} \cdot (5,221 - 2,551\gamma) - A^c,$$

где K_γ — количество кварцита на 100 кг (УП) для уровня стехиометрии $\gamma(0,9-1,2)$;

$C_{тв.}$ — процентное содержание твердого углерода в УП;

A^c — зольность УП в % на сухую массу.

Опытно-промышленные испытания по выплавке ФСА из углистых пород зольностью 50-56% в печи мощностью 5 МВА на базе мини-завода в г. Экибастуз показали принципиальную возможность получения ферросиликоалюминия из углистых пород на печах мощностью 1,2 МВ·А и 5 МВ·А.

Процесс плавки ФСА в данных печах является регулируемым, и ход работы печи с закарбизированного состояния легко исправляется на шихте с повышенной дозировкой кварцита без применения каких-либо активных добавок.

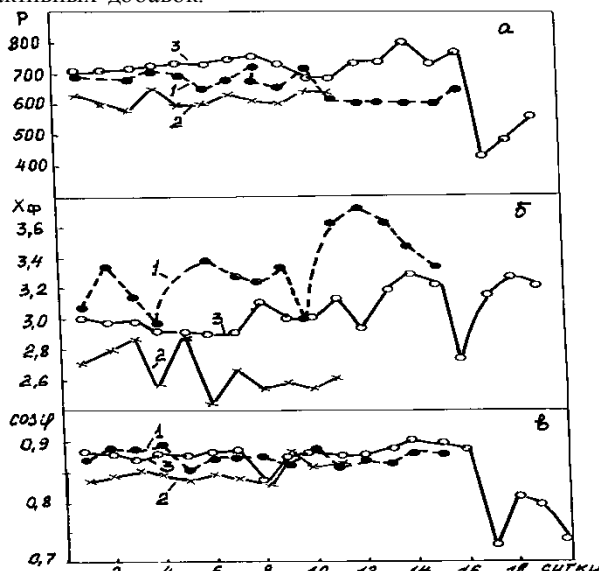


Рис. 4. Изменение среднесуточных значений $\cos \varphi$, X_φ , P_a в течение испытаний ФСА на различных режимах: 1 — испытания при вторичных напряжениях 51-58 В и силе тока 6,0-6,5 кА; 2 — то же для напряжения 45-58 В в карбидном режиме; 3 — то же для напряжения 68-83 В и силе тока 6,0-6,8 кА

В настоящее время мощность действующего завода в г. Экибастуз представлена двумя рудно-термическими электропечами мощностью 1,2 и 5,0 МВ·А с суммарной годовой производительностью 2500 тонн ФСА. По ТУ 14-5-233-91 завод имеет возможность выплавлять различные марки ФСА с содержанием алюминия от 7 до 25%. В 2003 году планируется ввести в строй еще две печи типа РКО — 5,0 и 16,5 МВ·А и довести объемы производства ФСА до 10-15 тыс. тонн в год. Потенциальным потребителем ФСА является ОАО «Испат-Кармет», где по технологии, разработанной ХМИ совместно со специалистами

завода, ФСА при раскислении конвертерной стали, полностью заменил ферросилиций, а расход вторичного алюминия снизился, в зависимости от марки стали, в 1,5-2 раза. При раскислении электросталей полностью исключается использование ферросилиция и алюминия, снижается на 5-6% количество горячих трещин на слитках. При раскислении ФСА измельчается балл зерна, повышаются пластичность и ударная вязкость проката. В 1,5 раза снижается балльность по строчечным окисным и сульфидным включениям. Затраты на раскисление уменьшаются на 0,78 \$/т для проката и 1,43 \$/т для электростали.

На основе результатов моделирования и кинетических исследований установлена оптимальная область процесса сплавообразования, находящаяся в диапазоне температур 2373-2573 К, которая должна обеспечиваться в реальных условиях посредством оптимизации электрических и геометрических параметров печей. Шихта должна быть фракционированной (10-80 мм), что снижает пределы колебаний зольности до 1,5%. Оптимальное соотношение компонентов ($\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$) в исходной шихте должно быть в пределах 4,2-5,7 (мол. ед.), а содержание твердого углерода в шихте — 92-96% относительно стехиометрии, что обеспечивает максимальное извлечение ведущих элементов в металл.

Установлено, что при повышении температуры процесса возрастает улет субоксидов Si и Al в газовую фазу до 40%, что требует принятия специальных мер для их конденсации и довосстановления элементов. Проведенные исследования по металлургической оценке углистой породы в качестве сырья для выплавки ФСА показали принципиальную возможность получения кремнеалюминиевых комплексных сплавов из углистых пород бесшлаковым одностадийным способом в промышленных условиях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Крестовников А.Н., Владимиров Л.П., Гуляницкий Б.С., Фишер А.Я. Справочник по расчетам равновесий металлургических реакций. М.: Металлургиздат, 1963. 416 с.
2. Свойства элементов: Справочник / Под ред. д.т.н. М.Е. Дрица. М.: Metallургия, 1985. 672 с.
3. Рузинов Л.П., Гуляницкий Б.С. Равновесные превращения металлургических реакций. М.: Metallургия, 1975. 416 с.
4. Глушко В.П. Термодинамические свойства индивидуальных веществ. М., 1982. Т.2.
5. Байсанов С.О. Закономерности фазовых равновесий в металлургических системах и разработка на их основе эффективных технологий выплавки ферросплавов: Дис. ... докт. техн. наук. Караганда, 2002.
6. Байсанов С.О., Толымбеков М.Ж., Такенов Т.Д., Ахметов А.Б., Цымбал В.П. Освоение технологии электротермической выплавки ферросиликоалюминия из углеотходов в ОАО «Испат-Кармет» // Сталь. 2000. №7. С. 28-30.

УДК 661.865.66
Б.К. БАЛБЕКОВА

Исследование влияния добавок на процесс кислотного выщелачивания труднообогатимого редкоземельного сырья

Истощение запасов богатого редкоземельного сырья и рассеянность редкоземельных элементов (РЗЭ) в природе неизбежно приводит к тому, что в переработку вовлекаются труднообогатимые руды.

Известно, что руды редкоземельных металлов обладают рядом особенностей, существенно влияющих на их технологические свойства. К этим особенностям относятся: комплексный состав, низкое содержание полезных компонентов, весьма сложный минеральный состав, мелкий размер вкрапленности полезных минералов, высокая степень рассеяния РЗЭ по другим минералам. Эти особенности руд обуславливают сложность и многооперационность применяемых при их обогащении в различных сочетаниях, использование процессов селективного выщелачивания, окислительного и восстановительного обжига.

Гидрометаллургические способы переработки получили широкое распространение. Их преимущество заключается в том, что они позволяют извлекать ценные компоненты из сложных труднообогатимых руд с последующим выделением их из растворов. При этом обращают внимание на селективность извлечения в раствор и концентрат, минимальные затраты реагентов, комплексность использования сырья, простоту аппаратуры, небольшое потребление энергии и снижения загрязнения окружающей среды.

Процесс выщелачивания — выбор условий и последовательность его проведения — зависит от энергетики этого процесса и определяется технологическими свойствами минералов и физико-химическими свойствами растворителя. На технологические свойства минералов влияют в свою очередь их химические свойства, а также состав и структура руд.

С учетом вещественного состава, минералогических особенностей исследуемой труднообогатимой редкоземельной руды и с целью избирательного извлечения редкоземельных элементов в раствор наиболее перспективным является метод гидрохимического обогащения, а именно кислотного выщелачивания разбавленными растворами минеральных кислот (серной, азотной, соляной).

При промышленном осуществлении гидрохимического способа обогащения руды в оборотных растворах могут накапливаться соли щелочных и щелочно-земельных металлов, железа, алюминия и др. Поэтому необходимо проведение исследований по их влиянию на степень перехода РЗЭ в раствор.

Анализ литературных данных показал, что сведений относительно возможности влияния на увеличение степени извлечения суммы РЗЭ в раствор за счет добавления солей и комплексообразователей

при кислотном выщелачивании недостаточно, хотя и известно применение различных соединений для облегчения выщелачивания. В частности, для удаления примесей железа и титана при гидрохимическом обогащении каолина рекомендовано [1] обрабатывать водно-каолиновую пульпу полифосфатами, карбонатами, силикатами, щелочами, основными солями и смесями этих реагентов. Дальнейшую обработку суспензии проводят хлоридом натрия, хлоридом калия, нитратом натрия, сульфатом натрия и их смесями. Этим достигается получение чистого каолина белизной 0,91-0,95.

При серно-кислотном выщелачивании содовых спеков, образующихся после вскрытия редкоземельных концентратов, получают сульфатные растворы, которые неустойчивы во времени и из них выпадают осадки солей, преимущественно сульфата кальция. Для стабилизации таких растворов обычно вводят нитрат аммония, повышающий растворимость солей кальция. Исследованиями авторов показано, что с ростом концентрации NH_4NO_3 в системе растворимость РЗЭ увеличивается.

Для избирательного извлечения суммы РЗЭ иттриевой подгруппы руду предложено [2] разлагать серной кислотой, а фильтрат обрабатывать водным раствором сульфата, нитрата, хлорида, карбоната и /или гидроокиси натрия и калия с концентрацией по металлу 0,06-1,25 г-ат/л. При этом элементы цериевой подгруппы образуют труднорастворимые двойные сульфаты, а в раствор переходят преимущественно элементы иттриевой группы.

Известно также, что с целью увеличения растворимости РЗЭ и Y при вскрытии фосфатов серной кислотой в пульпу вводят ионы алюминия и железа. При этом алюминий вводят в форме сульфата, фосфата или гидроксида, железо — в форме сульфата или Fe_2O_3 . В пульпу могут быть одновременно введены Fe и Al в виде алюмокальциевого фосфата, содержащего железо. Количество вводимых алюминия и железа составляет 0,8-1,5% Al_2O_3 и Fe_2O_3 от количества вскрываемого фосфата. Кроме алюминия, в пульпу может быть дополнительно введен SiO_2 , который также увеличивает растворимость РЗЭ и иттрия.

С целью комплексообразования с фторид-ионами, которые мешают переходу РЗЭ в водный раствор, предложено [2] вводить в пульпу борную кислоту в необходимых количествах. Известно также применение таких комплексообразователей, как роданид.

При изучении влияния добавок на процесс кислотного выщелачивания в качестве сырья использовали казахстанскую труднообогатимую редкоземельную руду, которая имеет сложный

минералогический состав. А именно, руда представлена на 80% каолином, загрязненным гидрослюдами, биотитом, мусковитом, лимонитом (5%) и другими железосодержащими минералами. Кроме того, присутствуют кварц — 1% и другие минералы (гидрослюда, эпидот и др.) — 3,9%. Собственные минералы РЗЭ в руде представлены в основном фосфатами (черчит, ксенотим, монацит, рабдофанит и гидрофосфаты РЗЭ).

В химическом составе руды преобладающими являются оксиды кремния — 40-50% и алюминия — 25-28%, оксиды железа представлены на 6-10%, марганца на 10%, кальция и магния 1-1,5%, сумма оксидов РЗЭ и иттрия составляет 0,1-0,15%.

Исследования по влиянию различных солей на процесс выщелачивания суммы РЗЭ и железа проводились следующим образом. Навеску руды массой 40 г смешивали с 4 г соли, заливали раствором серной кислоты — 100 г/л и выдерживали при температуре 70°C в течение 6 ч при соотношении Ж:Т=2:1. Затем пульпу фильтровали и анализировали раствор на содержание суммы РЗЭ и железа.

Результаты этих экспериментов приведены в табл. 1.

Таблица 1

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СУММЫ РЗЭ И ЖЕЛЕЗА ИЗ РУДЫ
В ПРИСУТСТВИИ НЕОРГАНИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ

№, № пп	Наименование реактива, марка	Извлечение ΣРЗЭ, %	Извлечение железа, %
1	хлорид натрия, «ч»	41,24	11,14
2	нитрат натрия, «чда»	41,69	10,99
3	сульфат натрия, «чда»	47,39	11,69
4	нитрит натрия, «хч»	45,19	5,76
5	сульфит натрия, «чда»	37,36	16,84
6	хлорид алюминия, водный, «чда»	56,0	15,39
7	хлорид аммония, «хч»	56,82	12,90
8	хлорид аммония, водный «чда» + хлорид магния, «хч» (1:1)	57,92	14,30
9	хлорид железа (II), водный, «ч»	58,44	—
10	хлорид железа (III), водный, «ч»	60,18	—
11	нитрат аммония, «хч»	51,02	12,06
12	сульфат аммония, «хч»	57,98	11,80
13	роданид аммония, «хч»	61,68	—
14	борная кислота, 2 сорт	63,47	13,05
15	без добавок	56,23	12,39

Анализ полученных данных показывает, что во всех случаях соли натрия подавляют выщелачивание РЗЭ, в основном снижая степень извлечения с 56,23% (без добавок) до 41, 45%. Влияние солей натрия объясняется, по-видимому, образованием двойных сульфатов с РЗЭ, плохо растворимых в воде. Еще сильнее (до 37,36%) снижает извлечение восстановитель — сульфит натрия. Несколько повышают извлечение роданид и борная кислота (до 61-63%).

Извлечение железа остается почти везде на уровне 11-14%, исключения составляют лишь восстановители (нитрит натрия понижает степень извлечения до 5-6%, а сульфит натрия — повышает до 16,84%) и хлорид алюминия (15,39%).

Из литературных данных [3-4] также известно, что РЗЭ имеют способность к комплексообразованию с органическими соединениями. В связи с этим были проведены исследования по влиянию органических

добавок на процесс кислотного выщелачивания. Выбор тех или иных органических добавок связан с тем, что такие комплексные соединения РЗЭ, как с лимонной, винной, молочной кислотами; этиловым, бутиловым спиртами и другими органическими растворителями были изучены [3].

Известно, что полнота осаждения многих осадков увеличивается в присутствии также органических растворителей. Так, исследованиями по увеличению скорости и полноты выделения оксалатов РЗЭ рекомендовано прибавление таких органических растворителей, как спирт, ацетон, смесь спирта и эфира и др. При этом увеличение полноты выделения РЗЭ в среднем составляет 3-6%.

В табл. 2 приведены условия проведения кислотного выщелачивания исследуемой руды с различными органическими добавками.

Из данных таблицы видно, что сумма РЗЭ, железо и алюминий переходят в раствор лишь в том случае, когда выщелачивающий раствор содержит, кроме органического соединения, раствор азотной кислоты. Но сравнивая процент степени извлечения суммы РЗЭ при чисто азотно-кислотном выщелачивании, можно констатировать, что извлечение этих металлов в раствор уменьшается (с 70% до 57% в случае, когда выщелачивающий раствор, кроме кислоты, содержит глицерин, и до 66% в случае, когда в состав выщелачивающего раствора входит кислота и этиловый спирт).

Влияние органических добавок на примеси (алюминий и железо) выглядит следующим образом. На степень извлечения алюминия вышеперечисленные органические добавки существенно не влияют, хотя и присутствует значительное уменьшение (с 5,5% до 3,3%) его перехода в раствор. Интересно ведет себя железо в этих случаях. Степень извлечения для него составляет в чисто кислотном растворе — 10,32%, в смеси кислоты с глицерином почти в два раза меньше — 6,82%, в смеси кислоты с этиловым спиртом еще меньше — 4,29%. По-видимому, это связано с образованием комплексных соединений.

Таблица 2

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СЫРОЙ РУДЫ В ПРИСУТСТВИИ
ОРГАНИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ. УСЛОВИЯ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ: $t=90^{\circ}\text{C}$; $T=5-6$ ч; $T:Ж=1:2$

№, № пп	Состав раствора	Извлечение ΣРЗЭ, %	Извлечение железа, %	Извлечение алюминия, %
1	100 г/л лимонной кислоты	н/об	н/об	н/об
2	100 г/л винной кислоты	н/об	н/об	н/об
3	100 г/л уксусной кислоты	н/об	н/об	н/об
4	100 г/л глицерина	н/об	н/об	н/об
5	100 г/л этилового спирта	н/об	н/об	н/об
6	100 г/л NaOH + 100 г/л глицерина	н/об	2,18	0,25
7	100 г/л HNO_3 + 100 г/л винной кислоты	н/об	н/об	н/об
8	100 г/л HNO_3 + 100 г/л лимонной кислоты	н/об	н/об	н/об
9	100 г/л HNO_3 + 100 г/л глицерина	56,81	6,82	3,34
10	100 г/л глицерина + 100 г/л этилового спирта	н/об	н/об	н/об
11	100 г/л HNO_3 + 100 г/л этилового спирта	66,32	4,29	3,94

12	100 г/л азотной кислоты	70,15	10,32	5,5
----	-------------------------	-------	-------	-----

Состав выщелачивающего раствора, состоящий из чистых растворов органических соединений, не влияет на процесс выщелачивания Кундыбайской руды. Анализ водной фазы на сумму РЗЭ, железа и алюминия показал, что в некоторых опытах присутствуют их следовые количества.

Таким образом, результаты проведенных исследований показали, что накопление в оборотных растворах сульфатов железа, алюминия и аммония не влияет на степень извлечения суммы РЗЭ в раствор, а возможность накопления ионов натрия следует

избегать, так как они подавляют процесс выщелачивания РЗЭ вследствие образования труднорастворимых двойных сульфатов. Исследованные анионы не оказывают влияние на извлечение РЗЭ (кроме роданида). Органические соединения, использованные в качестве добавок в азотной кислоте, или полностью подавляют процесс перехода металлов в раствор, или понижают их извлечение на 4-14% по сравнению с раствором азотной кислоты (70%). Растворы чистых органических соединений не влияют на степень извлечения металлов в процессе их выщелачивания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Пат. 4088732 США. Способ обогащения каолина удалением примесей титана и железа. Оpubл. 09.05.78.
2. Пат. 54-12247 Японии. Избирательное извлечение редкоземельных элементов из руд. Оpubл. 22.05.79.
3. Батяев И.М., Козаченко Н.Н., Крутоус А.И. и др. Особенности комплексообразования редкоземельных элементов в органических растворителях // Сб. исслед. в области химии редкоземельных элементов. Саратов: Саратов. ун-т, 1975. С. 5-6.
4. Вахрамова Г.П., Печурова Н.И., Спицын В.И. Изучение взаимодействия церия (IV) с винной кислотой в водном растворе в присутствии сульфат и нитрат ионов // Ж. неорган. химии, 19, 1974. №10. С. 2722-2725.

УДК 691.3

И.У. ТОГАЙБАЕВ

Предпосылки повышения долговечности бетэловых электронагревателей

Проводящие цементные композиционные материалы (бетоны электротехнические — бетэлы) нашли широкое применение в различных отраслях народного хозяйства [1-3]. В физическом смысле они представляют собой гетерогенные системы из некоторого числа компонентов с резко отличающимися друг от друга электрическими свойствами, один из которых является связкой (обычно диэлектрической), скрепляющей механически композицию в единое целое.

Возможно существование двух предельных типов структур таких систем. В первом, крайнем случае, они состояются из дискретных проводящих частиц одной фазы и непрерывной, облегающей эти частицы слоем определенной толщины, другой фазы. Такие гетерогенные системы называются матричными [4], роль матрицы в которых выполняет непрерывная диэлектрическая связка. Во втором случае, наряду с существованием непрерывной связующей фазы, проводящие частицы электропроводной компоненты при достаточной их концентрации контактируют между собой и образуют цепочную или зерновую структуру сложной разветвленной формы, также непрерывную по всему объему материала. Цепочки эти выполняют функции проводящей фазы. Число цепочек и условия контактирования частиц определяют эквивалентное удельное электрическое сопротивление композиционного материала.

Проводящая фаза должна обладать необходимой электропроводностью, механической прочностью, температуростойкостью, способностью противостоять окислительным процессам при локальных нагревах, не должна вступать в химические реакции с диэлектрической связкой после формирования

структуры, ее коэффициент линейного расширения должен быть близким по величине к соответствующему коэффициенту связки.

Диэлектрическая связка должна обладать достаточной адгезией к наполнителю и связывать все компоненты в единое целое, быть теплостойкой, устойчивой к коррозии, иметь достаточную механическую прочность, минимальную пористость, водопоглощение и не оказывать влияние на проводимость композиционного материала.

С повышением температуры, особенно во влажных условиях, окислительные процессы железа существенно ускоряются. Как известно, добавки алюминия, хрома в составе железа используются для уменьшения его окисления при температуре до 900°C. Легирующие добавки, введенные в металл, стремятся сконцентрироваться в виде оксидов вблизи основной оксидной пленки на поверхности металла, которая обычно состоит из трех слоев FeO, Fe₃O₄ и Fe₂O₃. Если количество добавки недостаточно даже для образования непрерывного слоя оксида, он все же является значительным препятствием для перехода металлического железа в закись (юстит).

Для металлических электронагревательных элементов с высокой стойкостью при повышенных температурах рекомендуются сплавы, содержащие 70% железа, 1,5-5% алюминия, 20-30% хрома и 2,5% кобальта. Такой сплав (кантал) устойчив к окислительным процессам до температуры 1500°C.

Исследования высокотемпературного окисления металлов, систем бинарных сплавов дают возможность оценить и спрогнозировать нагревостойкость стандартных железных порошков, используемых в порошковой металлургии ПЖВ и

ПЖР, порошков, полученных из стали ШХ-15 [5], и порошков, образующихся при обработке металлов давлением при прокатке или других технологических процессах. Сталь ШХ-15 при температуре до 500°C практически не окисляется.

Оксидирование — это метод нанесения нагревостойких пленок на поверхность металла или полупроводника термическими, электрохимическими или плазменными методами. В этой связи процесс абразивного шлифования металла, в том числе и при производстве подшипников, по существу, отождествляет процесс термического оксидирования металла.

Таким образом, шлифовальные шламы нужно рассматривать как специально подготовленный проводниковый компонент электропроводных резистивных материалов.

В таблице 1 приведены результаты исследований, обеспечивающие возможность оценки толщины оксидов железа на его поверхности при нагреве в зависимости от цвета [6].

К весьма важным характеристикам проводникового компонента электропроводных резистивных изделий следует отнести влияние температуры на его линейные деформации. В таблице 2 приведены значения коэффициента линейного температурного расширения (TK_l).

Таблица 1

ТОЛЩИНА ПЛЕНОК Fe_2O_3 НА ПОВЕРХНОСТИ ЖЕЛЕЗА

№ п/п	Цвет	Время, час	Температура, °C	Толщина, А
1	Бледно-соломенный	0,25	225	77
2	Золотисто-коричневый	2,0	225	103
3	Красно-коричневый	4,0	225	132
4	Красный	8,0	225	152
5	Ярко-красный	3,0	250	159
6	Пурпурный	6,0	250	184
7	Фиолетовый	9,0	250	210
8	Синий	12,0	250	224

Таблица 2

ТЕРМИЧЕСКИЕ ДЕФОРМАЦИИ СТАЛИ ШХ-15

Температура, °C	Коэффициент линейного температурного расширения, $TK_l \times 10^{-6}$ град ⁻¹	Температура, °C	Коэффициент линейного температурного расширения, $TK_l \times 10^{-6}$ град ⁻¹
0	11,9	20	12,12
40	12,34	60	12,56
80	12,78	100	13,00
200	13,90	300	14,60
400	15,00	500	15,20
600	15,20	700	18,00
850	24,00	900	30,00

Как видно из табл. 2, коэффициенты линейного температурного расширения стали ШХ-15 в пределах 20-200°C существенно не отличаются и колеблются от $12,12 \cdot 10^{-6}$ до $13,9 \cdot 10^{-6}$ град⁻¹, а также практически совпадают со значениями коэффициента температурного линейного расширения составляющих цементного камня — $(10-14) \cdot 10^{-6}$ град⁻¹. За счет этого фактора обеспечивается минимизация внутренних деформаций и исключается потенциальное «расширение» макроструктуры резистивных изделий

из металлонасыщенных бетонов при очередном их нагревании.

Весьма важным свойством цементного камня является увеличение его теплопроводности и теплоемкости с повышением температуры. Теплопроводность цементного камня при нормальной температуре составляет $0,00815 \div 0,0105$ Дж/(см·с·°C), а в пределах до 100°C может быть рассчитана по уравнению (1):

$$\lambda = \lambda_0 + \eta \Delta T, \quad (1)$$

где λ_0 — теплопроводность при $T_1 = 15-20^\circ\text{C}$;

λ — теплопроводность при $T = T_1 + \Delta T$;

η — коэффициент, 1/°C, $\eta = 2,64 \cdot 10^{-5}$ 1/°C.

Таким образом, при увеличении температуры цементного камня до 100°C его теплопроводность увеличивается до $0,0151$ Дж/(см·с·°C) или примерно на 14%.

Долговечность низкотемпературных бетэловых электронагревателей во многом зависит от скорости распространения (выравнивания) температуры в теле нагревателя. Коэффициент температуропроводности определяется по формуле (2):

$$y = \lambda / \tilde{A} \cdot \tilde{N}, \quad (2)$$

где y — коэффициент температуропроводности;

λ — коэффициент теплопроводности;

D — плотность;

C — удельная теплоемкость.

Проведенные нами расчеты с использованием экспериментальных и справочных данных показали, что температуропроводность проводникового компонента (ст. ШХ-15) составляет $2,1 \cdot 10^{-5}$ м²/с, а цементного камня примерно в 40 раз меньше. Таким образом, металлическая матрица в 40 раз быстрее будет отводить тепловой поток энергии от локальных мест ее образования, чем цементный камень, что существенно снижает отрицательное влияние температурного фактора при длительном воздействии на долговечность диэлектрической связи бетэла-м.

Повышение температуры изделия из электропроводного бетона при прохождении через него электрического тока приводит к повышению удельного электрического сопротивления металлического компонента. Температурный коэффициент удельного электрического сопротивления проводника TK_p — величина положительная.

В соответствии с классической электронной теорией металлов Друде-Лоренца TK_p чистых металлов в твердом состоянии должно быть близким к TK_p идеальных газов, т.е. $1/273 \cdot K^{-1}$ или $0,00367 \cdot K^{-1}$. По справочным данным, TK_p чистого железа составляет $60 \cdot 10^{-4}$ и для большинства твердых металлов лежит в пределах $(23-65) \cdot 10^{-4} K^{-1}$, включая серебро, золото, медь, никель, вольфрам и другие металлы. В отличие от металлов, углеграфитовые проводники имеют отрицательное значение TK_p .

При наличии контакта между частицами металлического проводника, образующего электропроводную матрицу бетэла-м, обеспечивается

электропроводность материала. С точки зрения структуры бетэлов и стабильности свойств, степень сжатия частиц проводника между собой касается не только электрических, тепловых, но и других энергетических характеристик материала. Бетэл-м обладает преимущественно электронной проводимостью.

Технология производства низкотемпературных бетэловых нагревателей предусматривает предварительную укладку электродов, прессование нагревательных элементов с последующим их выдерживанием в обжатом состоянии до завершения процессов схватывания минерального вяжущего. Затем следуют тепловлажностная обработка изделий, предварительное высушивание, установка регуляторов температуры, нанесение электроизоляционных покрытий и контроль качества изделий.

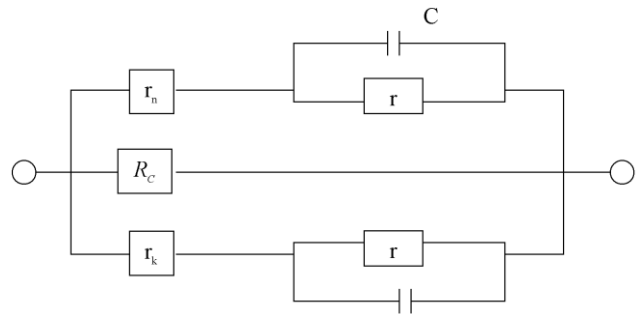
Проблема точной математической интерпретации тепло-, электропроводности в широком диапазоне свойств бетэла-м усложняется и тем, что величина коэффициента теплопроводности железа при 0°C и 500°C отличается примерно на 45%, а у стали, содержащей 1% углерода, — на 40% меньше, чем у чистого железа. В целом электропроводность бетэла-м как многокомпонентной композиции зависит не только от технологических, но и от других электрофизических факторов, вызванных свойствами проводникового компонента, технологией его производства, структурой, механизмом электропроводности (см. рисунок).

Интегральным показателем долговечности электрического нагревателя из бетэла-м является его нагревостойкость, которая отражает способность без повреждений и существенного ухудшения электропроводности и других основных свойств выдерживать воздействие повышенных температур при их кратковременном и длительном воздействии. Для этого целесообразно воспользоваться параметром Шотта-Винкельмана:

$$K = \frac{\sigma_p}{\alpha E} \sqrt{\frac{\lambda}{\ddot{A} \cdot \ddot{N}}} = \frac{\sigma_p}{\alpha E} \sqrt{y}, \quad (3)$$

где K — коэффициент относительной стойкости материала к термоударам;
 σ_p — прочность на растяжение;
 α — температурный коэффициент длины (T_{kl});
 E — модуль упругости;
 λ — коэффициент теплопроводности;
 $\ddot{A}$ — плотность;
 y — коэффициент температуропроводности.

Согласно рекомендациям Международной электротехнической комиссии (МЭК) производится разделение электроизоляционных материалов на классы нагревостойкости, для которых фиксируются наибольшие допустимые рабочие температуры. Связка из цемента, стекла, асбеста и других материалов относится к классу С с наибольшей допустимой рабочей температурой больше 180°C.



Эквивалентная схема электропроводного бетона: r_n — сопротивление проводника; r_k — сопротивление контактов между частицами; r — сопротивление диэлектрической прослойки между частицами; R_c — сопротивление связки; C — емкость диэлектрической прослойки

Исследование долговечности нагревательных панелей в непрерывном круглосуточном режиме работы в диапазоне 75-100°C в течение трех лет показало, что в первые два месяца работы удельное электрическое сопротивление нагревателя снижалось до 10%, а затем оставалось без изменений. Можно предположить, что в начальный момент работы электронагревателя происходит стабилизация контактов частиц электропроводной матрицы. Возможно, происходит условная «спайка» отдельных контактов частиц металла в результате линейного температурного расширения.

Сталь ШХ-15 как термостойкая износостойкая сталь в процессе шлифовальных процессов при производстве подшипников подвергается термическому окислению, что выгодно отличает ее от стандартных порошков восстановленных (ПЖВ) и порошков железных распыленных (ПЖР).

Таким образом, использование дисперсных шлифовальных шламов стали ШХ-15 в качестве проводникового компонента электропроводных бетонов обеспечивает возможность повышения долговечности нагревательных изделий.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Электротехнические бетоны // Тр. СибНИЦЭ. Вып. 2(21). Новосибирск, 1964. 104 с.
2. Сердюк В.Р. Бетон металлонасыщенный. Винница: Континент, 1993. 239 с.
3. Рунова Р.Ф., Максун С.Е., Куприенко Е.П. Металлосиликатный материал для нагревательных изделий // Строительные материалы и конструкции. 1992. №2. С. 11-12.
4. Оделевский В.А. Расчет обобщенной проводимости гетерогенных систем // ЖТФ. Т. XXI. Вып. 6, 11. 1951.
5. Вайтович Р.Ф., Головки Э.И. Высокотемпературное поле окисления металлов и сплавов. Киев: Наукова думка, 1980. 259 с.
6. Davis D.E., Evans U.K. and Agar I.N. Proc. roy. Soc. (A). 1954. 452 p.

Раздел 3

Транспорт. Автоматизация технологических процессов

УДК 622.684.001.25

Р.М. ПОПОВИЧЕНКО
Э.Н. РЫЖКОВ
М.К. ИБАТОВ
Н.Т. САГИНТАЕВ

Теоретические предпосылки получения кипящего слоя катализатора в системах нейтрализации отработавших газов дизельных двигателей

Работа катализатора в системах нейтрализации отработавших газов дизельных двигателей по принципу кипящего слоя обладает рядом преимуществ. Для разработки принципиальных конструктивных схем каталитических нейтрализаторов важным является теоретическое обоснование возможности получения кипящего слоя катализатора.

При продувании газа через слой наполнителя можно выделить четыре качественно различных состояния этого слоя (рис. 1):

а) неподвижный слой, который существует при малых скоростях газа;

б) переходный, который по внешнему виду напоминает малоподвижную вязкую жидкость (перемещение частиц в таком слое незначительно);

в) псевдосжиженный (кипящий), который представляет собой массу подвижных частиц, взвешенных газом и циркулирующих в пределах слоя;

г) взвешенный, который образуется при дальнейшем увеличении скорости газа и характеризуется тем, что частицы прекращают циркулировать и хаотически колеблются в небольших объемах.

Процесс сжижения плотного насыпного слоя изображен графически на рис. 2. По графику видно, что он имеет несколько характерных участков и точек:

1) участок $a-b'$: частицы слоя вибрируют, высота слоя не меняется, газодинамическое сопротивление слоя растет по степенному закону;

2) участок $b'-b$: при критической скорости W_{KP} слой разбухает и в нем образуются каналы, что приводит к некоторому снижению газодинамического сопротивления слоя ($W'_{KP} > W_{KP}$);

3) точка b : слой разрыхляется мелкими газовыми прослойками, и все частицы внутри него начинают перемещаться, т.е. наступает плавное псевдосжижение (кипение);

4) участок $b-c$: при дальнейшем увеличении скорости потока до W_{UH} кипящий слой сохраняется, высота слоя и порозность возрастают, газодинамическое сопротивление почти не меняется;

5) точка c : при достижении скорости потока W_{UH} наступает унос частиц из аппарата.

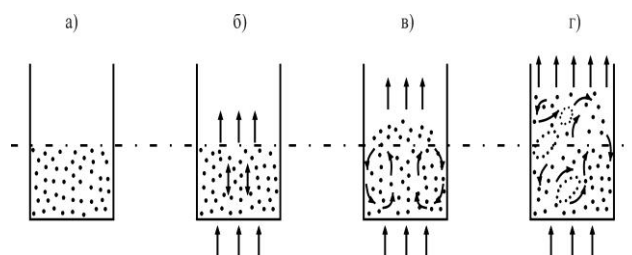


Рис. 1. Этапы перехода неподвижного слоя в псевдосжиженное состояние

Как известно, мерой кинетической энергии твердых частиц в кипящем слое является скорость сжижающего агента (газа) W :

$$\frac{M \cdot U_{\text{с}}^2}{2} = f(W), \quad (1)$$

где M и $U_{\text{с}}$ — масса и скорость твердых частиц, составляющих слой.

Действительная скорость потока $W_{\text{с}}$ в каналах между частицами:

$$W_{\text{с}} = W / m, \quad (2)$$

где W — скорость потока, рассчитанная на полное сечение аппарата;

$m = (F_{\text{КАНАЛА}} / F_{\text{АППАРАТА}})$ — доля живого сечения слоя.

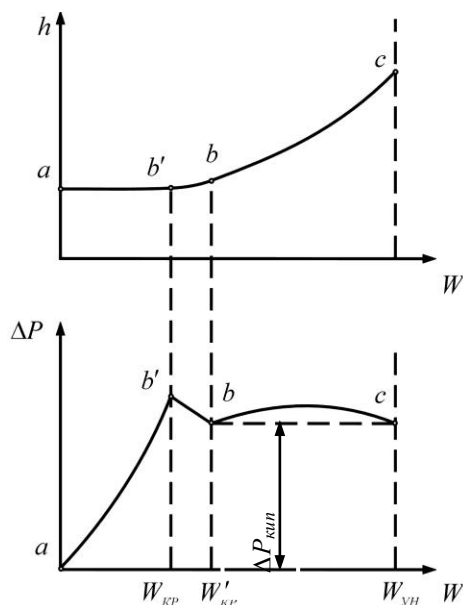


Рис. 2. Изменение высоты слоя h и его газодинамического сопротивления ΔP в зависимости от скорости газового потока W :

h — высота слоя; ΔP — газодинамическое сопротивление; W — скорость газового потока

Обычно для кипящего слоя $m = \varepsilon$, т.е. доля живого сечения m принимается равной порозности слоя ε — величине, характеризующей объема пустот между частицами слоя и представляющей собой относительную величину пустот как в неподвижных, так и во взвешенных слоях:

$$\varepsilon = \frac{V_{\text{пуст}}}{V_{\text{с}} + V_{\text{пуст}}} = \frac{V_{\text{с}} - V_{\text{т}}}{V_{\text{с}}} = 1 - \frac{V_{\text{т}}}{V_{\text{с}}}, \quad (3)$$

где $V_{\text{пуст}}$ — объем пустот между частицами слоя;
 $V_{\text{т}}$ — суммарный объем твердых частиц, составляющих слой;
 $V_{\text{с}}$ — объем слоя.

Значения величины порозности слоя находятся в пределах от нуля до единицы. Порозность можно определить расчетным путем:

$$\varepsilon = 1 - \frac{\rho_{\text{т}}}{\rho_{\text{с}}}, \quad (4)$$

где $\rho_{\text{с}}$ — плотность насыпного слоя, кг/м^3 ;

$\rho_{\text{к}}$ — кажущаяся плотность кипящего слоя, кг/м^3 .

Так, например, при $\varepsilon \leq 0,4$ слой будет неподвижным, свободно насыпанным; при $\varepsilon = 1$ — витание одиночных частиц в неограниченном объеме; при $0,4 < \varepsilon < 1$ — слоем частиц взвешенным [1]. Промышленные установки, дающие кипящий слой, работают при $\varepsilon \approx 0,55 \div 0,75$, что охватывает частицы диаметром от 30–40 мк до 6–7 мм.

Необходимо отметить, что переход плотного слоя в кипящий и характер кипения зависят от множества факторов. Наиболее благоприятные условия образования кипящего слоя наблюдаются при шарообразной форме частиц и их однородном фракционном составе. В этом случае при достижении определенной скорости среды все частицы слоя почти одновременно приобретают подвижность. Известно, что энергичное перемешивание частиц в кипящем слое начинается при увеличении порозности кипящего слоя ε по сравнению с порозностью неподвижного слоя ε_0 на 0,15 [2]. При этом для плотного слоя, состоящего из шариков, рекомендуется принимать $\varepsilon_0 = 0,4$, т.е. нормальное псевдосжижение начинается при $\varepsilon = 0,55$. Таким образом, при достижении определенной скорости начинается псевдосжижение слоя, после чего он начинает расширяться. При этом образуется плотная фаза кипящего слоя с $\varepsilon = 0,55 \div 0,75$, а сам слой в целом остается неподвижным относительно стенок аппарата.

На эффективность протекания химических реакций влияет плотность соприкосновения газа с поверхностью катализатора, которая определяется газодинамическими условиями потока газа, обеспечивающими полное обтекание отдельных частиц катализатора. На газодинамику процесса прохождения газового потока через насыпной слой зернистого материала влияет большое количество факторов. Поэтому при анализе процесса обычно устанавливаются зависимости для случая плавного псевдосжижения, так как этот режим является наиболее выгодным (обеспечивается хороший контакт между твердыми частицами и газом, хорошее перемешивание слоя и т.п.). Основными характеристиками такого кипящего слоя являются:

- газодинамическое сопротивление слоя ΔP ;
- скорость газового потока $W_{\text{кр}}$, при которой плотный слой данного зернистого материала переходит в кипящий;
- скорость $W_{\text{внт}}$, при которой происходит унос частиц из аппарата;
- порозность кипящего слоя.

Рассмотрим методику определения каждого из этих параметров.

1. Газодинамическое сопротивление слоя

При псевдосжижении слоя мелкозернистого материала газовый поток должен преодолевать статический напор слоя и местные сопротивления. При расчете сопротивления псевдосжиженного слоя обычно учитывают статический напор, который в аппаратах с вертикальными стенками

равен массе сжижаемого материала, приходящегося на единицу площади слоя.

Поэтому, начиная с момента псевдосжижения, сопротивление слоя определяется из равенства:

$$\Delta P \cdot S = g \cdot V_{\Sigma} (\rho_0 - \rho_A), \text{ Н}$$

или

$$\Delta P = \frac{g \cdot V_{\Sigma} (\rho_0 - \rho_A)}{S}, \text{ Н/м}^2, \quad (5)$$

где $g = 9,81$ — ускорение свободного падения, м/с²;

$V_{\Sigma} = S \cdot H(1 - \varepsilon)$ — суммарный объем частиц кипящего слоя, м³;

H — высота кипящего слоя, м;

ρ_T — плотность твердых частиц слоя, кг/м³;

ρ_G — плотность сжижающего газа, кг/м³.

После преобразования получим:

$$\Delta P = g(\rho_0 - \rho_A)(1 - \varepsilon) \cdot H, \text{ Н/м}^2. \quad (6)$$

При этом в условиях неизменного количества насыпного материала сопротивление слоя ΔP остается практически постоянным.

2. Скорость псевдосжижения W_{KP}

В настоящее время имеется значительное количество методик и расчетных формул по определению критической скорости W_{KP} для псевдосжиженного слоя. При этом они различаются численными значениями коэффициентов и видом функций. При расчетах взвешенного слоя катализатора нами была использована методика, основанная на данных по обтеканию отдельных твердых частиц потоком газа. Из уравнения равновесия сил, приложенных к твердой частице, на основании теории подобия устанавливаются критериальные зависимости, описывающие газодинамику взвешенного слоя [3, 4]. В рассматриваемой методике расчетный вид зависимости определяется экспериментальным путем и общее уравнение равновесия сил, приложенных к твердой частице, взвешенной в восходящем потоке газа, имеет вид:

$$\dot{M} \cdot g - A = R, \quad (7)$$

где $M \cdot g$ — вес частицы;

A — сила Архимеда;

R — сила сопротивления среды.

Для сферической частицы уравнение (7) можно переписать в виде:

$$\frac{\pi \cdot d^3}{6} \cdot g \cdot (\rho_0 - \rho_A) - \xi \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \rho_A \cdot W^2 = 0, \quad (8)$$

где d — диаметр частицы;

ρ_T и ρ_G — плотность частицы и газового потока;

ξ — коэффициент лобового сопротивления;

W — скорость газового потока (рассчитанная на полное сечение аппарата).

Заменив $\frac{\pi}{8} \xi = \psi$, где ψ — коэффициент

сопротивления, получим:

$$\frac{\pi \cdot d^3}{6} \cdot g \cdot (\rho_0 - \rho_A) - \psi \cdot d^2 \cdot \rho_A \cdot W^2 = 0.$$

Откуда скорость будет равна:

$$W_{ED} = \sqrt{\frac{\pi \cdot d}{6} \cdot \frac{g \cdot (\rho_0 - \rho_A)}{\psi \cdot \rho_A}}, \text{ м/с.} \quad (9)$$

Так как $\psi = f(R)$, то для нахождения скорости необходимо использовать метод последовательных приближений.

3. Скорость витания твердых частиц

При $\varepsilon = 1$, что практически соответствует одиночной частице или весьма малой концентрации частиц в потоке, скорость витания или уноса может быть определена из следующего критериального уравнения:

$$R_E = \frac{A_R}{18 + 0,6 \sqrt{A_R}}, \quad (10)$$

где R_E — критерий Рейнольдса;

A_R — критерий Архимеда.

Критерии Рейнольдса и Архимеда определяются по формулам:

$$R_A = \frac{W \cdot d}{\nu}, \quad (11)$$

$$A_R = \frac{d^3 (\rho_0 - \rho_A) \cdot g}{\nu^2 \cdot \rho_A}, \quad (12)$$

где ν — кинематическая вязкость газа, м²/с.

Подставив значение (11) в уравнение (10), получим:

$$W_{AE0} = \frac{\nu \cdot A_R}{d(18 + 0,6 \sqrt{A_R})}. \quad (13)$$

Для слоя, состоящего из частиц одинакового диаметра, взвешенный слой может существовать при скорости потока, находящейся в пределах $W_{KP} \div W_{ВИТ}$.

По результатам теоретических исследований были определены плотность носителя катализатора, а также скорости газового потока перед решеткой модели каталитического нейтрализатора для получения кипящего слоя катализатора.

Расчеты показали, что устойчивый псевдосжиженный слой может быть получен в модели каталитического нейтрализатора с плотностью носителя катализатора $\rho_T = 3686$ кг/м³ при скоростях газового потока $W = 2 \div 4$ м/с.

Для подтверждения теоретических предпосылок получения кипящего слоя катализатора необходимо провести серию экспериментов в условиях, близких к натуральным. По результатам испытаний можно получить данные, необходимые для формирования рекомендаций по разработке конструктивных схем каталитических систем нейтрализации отработавших газов дизельных двигателей карьерных автотранспортных средств.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Романков П.Г., Рашковская Н.С. Сушка в кипящем слое. Л.: Химия, 1988. 26 с.
2. Федоров И.М. Теория и расчет процесса сушки. М.: Госэнергоиздат, 1955. 136 с.
3. Забродский С.С. Гидродинамика и теплообмен в псевдооживленном слое. М.: Госэнергоиздат, 1963. 488 с.
4. Хаджиогло А.В., Степаненко А.М. Сушка угля в кипящем слое. М.: Металлургия, 1971. 205 с.

УДК 625.971.3:621.76.947

С.М. БИТТИБАЕВ
Б.Р. КАНГОЖИН

Плазменная резка рельса

Качество реза в первую очередь определяется составом плазмообразующей среды, поскольку она определяет эффективность преобразования электрической энергии в тепловую. На рис. 1 показаны вольт-амперные характеристики (ВАХ) электрической дуги в различных газах (а) и приведена теплопроводность этих газов в зависимости от температуры (б) [1, 2]. Чем выше лежит ВАХ, тем больше энергии выделяется в дуге, а газы с более высокой теплопроводностью являются наилучшими преобразователями энергии дуги в тепло [2].

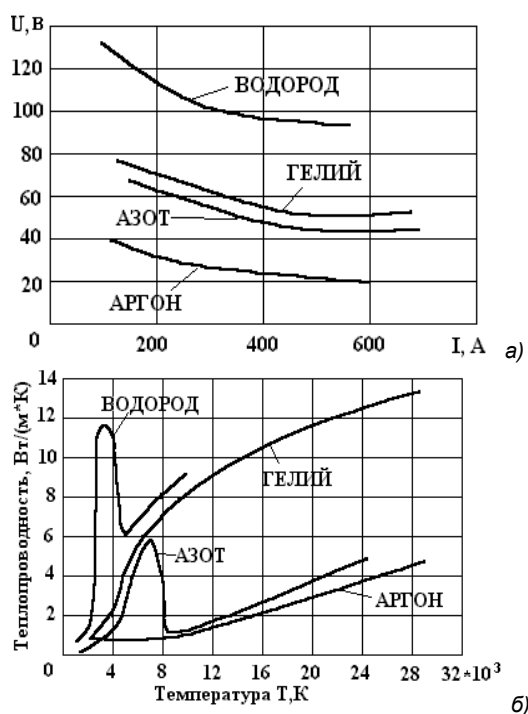


Рис. 1: а) ВАХ дуги в различных газах;
б) теплопроводность газов

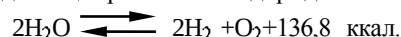
Из рис. 1 видно, что водород будет иметь наиболее высокий коэффициент полезного использования тепловой энергии дуги по сравнению с другими газами.

Водород — двухатомный газ, обладает высокой напряженностью поля дугового столба. Следовательно, при одинаковом токе в водородной плазме выделяется на единицу длины столба дуги тепловой энергии больше, чем в любой другой из приведенных на рис. 1. Исходя из вышесказанного наилучшим плазмообразующим газом является

водород, однако из-за высокой теплопроводности водорода в чистом виде его не применяют, так как в случае использования его как самостоятельного газа происходит разрушение сопла в результате быстрого нагрева. В связи с этим водород применяют как добавку к аргону или азоту. Содержащийся в этих смесях водород обуславливает высокие технологические параметры плазменной резки, а азот и аргон создают защитный слой на стенках канала сопла [3]. Плазменная резка водородсодержащими смесями требует наличия сложного газового хозяйства, специальных мер безопасности из-за взрывоопасности водорода. Всё это ведёт к удорожанию резки.

Наиболее простой и экономичной является плазменная резка сжатым воздухом. Наличие кислорода в плазме ведет к окислению части расплавленного металла с выделением значительной тепловой энергии.

Идеальной плазмообразующей средой, представляющей удачное и дешевое сочетание водорода с кислородом, является вода. Вода может использоваться в качестве плазмообразующей среды самостоятельно, в виде пара или как добавка к рабочему газу. Весовой состав воды: водород 11,11 % — 2 объема, кислород — 2,4 % — 1 объем. Молекулы воды обладают большой устойчивостью к нагреванию. Лишь при $T = 1000^{\circ}\text{C}$ водяной пар начинает диссоциировать на водород и кислород:



Для того чтобы в заметной степени произошла реакция, при которой вода распадается на водород и кислород, необходима температура порядка $4000\text{--}5000^{\circ}\text{C}$. Процесс диссоциации воды происходит с поглощением тепла. Повышение температуры должно сдвигать процесс в сторону образования водорода и кислорода. При температурах порядка 5000°C происходит диссоциация водорода с большим поглощением тепла:



Поглощение большого количества тепла в процессе плазменной резки с применением воды обеспечивает интенсивное охлаждение периферийных участков столба дуги и концентрирует его, в результате чего температура в ядре дуги возрастает, что ведет к увеличению ее проплавливающей способности. Кроме того, при соприкосновении горячей плазмы с холодным листом происходит

рекомбинация молекул водорода и кислорода, что обеспечивает введение в разрезаемый металл дополнительного тепла.

При использовании в качестве плазмообразующей среды воды [4], которая диссоциирует под воздействием высокой температуры дуги на водород и кислород, получают такие же высокие параметры резки металла, как у водородсодержащих смесей. Из вышесказанного следует, что для резки рельса наиболее приемлемым является воздушная плазменная резка с добавлением в качестве плазмообразующей среды воды.

Процессы плазменной резки сопровождаются выплавлением металла из полости реза. В связи с этим происходит сильный разогрев металла, наблюдается большой перепад температур на участке, прилегающем к поверхности реза. В результате в слое металла вдоль кромок реза происходят металлургические процессы, сопровождающиеся изменением химического состава, структурных составляющих и механических свойств металла, появление так называемой зоны термического влияния (ЗТВ). Характер и размеры ЗТВ зависят от состава и толщины разрезаемого металла, скорости резки, химического состава газов, присутствующих в полости реза. Например, при термической резке сталей в ЗТВ могут проходить процессы закалывания, науглероживания, азотирования, выгорания легирующих добавок, в общем случае приводящие к большому повышению микротвёрдости в ЗТВ (со 100-350 Н₂₀ до 600-900 Н₂₀), образованию трещин в поверхностных слоях ЗТВ, хрупкости металла вдоль кромки реза.

Глубина ЗТВ зависит от продолжительности влияния высокой температуры на кромку реза, которая в свою очередь зависит от скорости резки. С увеличением скорости реза, при сохранении неизменными других параметров, ЗТВ уменьшается. На рис. 3 и 4 представлены зависимости ЗТВ от длины дуги и времени воздействия ее на разрезаемый металл, что соответствует изменению мощности дуги и скорости реза, снятые по схеме испытаний, представленной на рис. 2. За зону ЗТВ принимались размеры почернения стали ($T = 190-260^{\circ}\text{C}$).

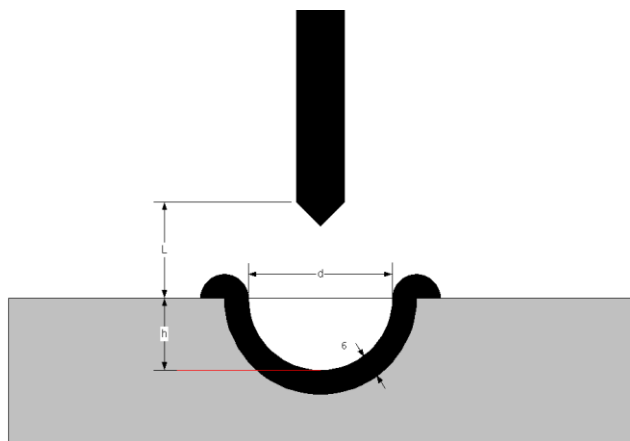


Рис. 2. Схема испытаний

Представляют интерес исследования, проведенные в [5], где предложено изменить полярность подключения плазмотрона, сделав изделие катодом. При смене полярности плазмотрона привязка дуги на катод (рельс) будет расположена в том месте металла, где в данный момент наилучшее условие для эмиссии электронов. Разрезаемый металл плавится и стекает вниз по изделию, температура расплава выше температуры других точек реза; из-за преобладающей в таком разряде термоэлектронной эмиссии электронов привязка дуги будет двигаться вместе с расплавом. Поэтому дуга не привязывается в какой-либо зоне (в зависимости от расхода газа), как в случае с изделием — анодом, и толщина разрезаемого металла для одинаковых режимов работы плазмотрона в данном случае будет больше.

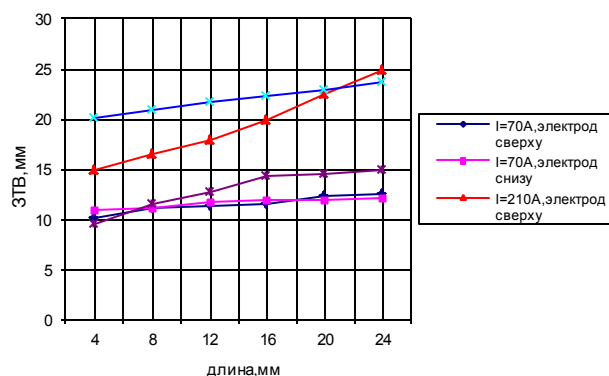


Рис. 3. Зависимость ЗТВ от длины дуги

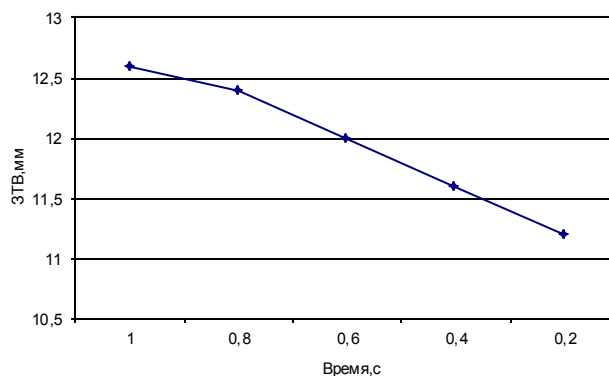


Рис. 4. Зависимость ЗТВ от времени действия дуги

Однако проведенные нами исследования на описанной выше установке показали, что мощность, вносимая в разрезаемый металл катодным пятном, на 30-40% ниже, чем при резке анодной привязкой. Увеличение толщины разрезаемого металла за счет смены полярности электродов приводит к уменьшению КПД резки и возможно только при больших значениях напряжения холостого хода источника питания и большом рабочем токе.

Таким образом, плазмообразующая среда, скорость реза и оптимальные параметры процесса плазменной резки определяют ЗТВ при резке рельса. Наилучшие результаты имеют место при

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кангожин Б.Р. Плазменный способ резки металлов // Материалы I Междунар. науч.-техн. конф. Алматы: КазАТК, 2000. С. 55-59.
2. Химия плазмы. Вып. 1 / Под ред. Б.М. Смирнова. М.: Атомиздат, 1974. 304 с.
3. Быховский Д.Г. Газоэлектрическая резка металлов в судостроении. Л.: Судостроение, 1964.
4. Кангожин Б.Р., Мукажанов В.Н., Арыстанов Н.Н., Казанина И.В., Жиенбеков Г.Р. Эффективность системы охлаждения плазменного резака // Вестн. КазАТК. 2002. №3. С. 10-12.
5. Киселев Ю.Я., Процук И.А., Станчу Ф.П., Терзи И.З. Исследование и оптимизация электроплазменной резки металлов. Кишинев: Штиница, 1981. 112 с.

УДК 622.669

Б. ТУСУПБЕКОВ

Математическая модель изменения температуры металла для автоматизированного управления конвертерной плавкой

Общее количество тепла, выделяющегося в зоне продувки, может быть определено согласно следующему выражению [1]:

$$Q(t) = \sum_{i=1}^n Q_i(t), \quad (1)$$

где $Q_i(t) = q_i \int_t^{t_0} G_i(t) dt$; $Q_i(t)$ — количество тепла,

выделяющегося в результате окисления i -го элемента;

q_i — тепловой эффект реакций окисления i -го элемента;

$G_i(t)$ — масса (количество) i -го элемента в ванне конвертера;

n — число наиболее важных элементов, вступающих в реакцию с кислородом.

Учитывая соотношение

$$G_i(t) = \frac{G_M(t)}{100} \cdot [C_i(t)], \quad (2)$$

можно записать уравнение, выражающее зависимость общего теплового эффекта от изменения массы и состава жидкого металла:

$$Q(t) = \frac{1}{100} \sum_{i=1}^n q_i \int_t^{t_0} G_M(t) \cdot [C_i(t)] dt, \quad (3)$$

где $G_M(t)$ — масса металла в ванне конвертера;
 $[C_i(t)]$ — текущее содержание i -го элемента в металле.

Согласно теории кислородно-конвертерного процесса, температура металла растет за счет тепла, выделяющегося в результате экзотермических реакций окисления его примесей и горения присаживаемого в конвертер кокса, а снижение температуры происходит в основном вследствие охлаждающего эффекта сыпучих материалов. Величина потери тепла через излучения, атмосферу, корпус конвертера имеет небольшую дисперсию, поэтому ее можно не включать в модель, учитывая лишь ее среднее значение в коэффициентах модели. Тогда

температуру металла можно определить по следующему уравнению:

$$T(t) = T(t_0) + a_1 Q(t) + a_2 G(t), \quad (4)$$

где $Q(t)$ — общее количество тепла экзотермических реакций;

$G(t)$ — общий охлаждающий эффект присадки сыпучих материалов;

a_1, a_2 — коэффициенты пропорциональности.

Учитывая (3) и соотношение

$$G(t) = \sum_{j=1}^m g_j \int_t^{t_0} G_j(t) dt, \quad (5)$$

уравнение (4) можно переписать в следующем виде:

$$T(t) = T(t_0) + a_1 \frac{\bar{G}_M}{100} \sum_{i=1}^n q_i \int_t^{t_0} [C_i(t)] dt + a_2 \sum_{j=1}^m g_j \int_t^{t_0} G_j(t) dt, \quad (6)$$

где G_M — усредненная масса металла, определенная как $\bar{G}_M = a_0 \cdot G_M(t_0)$;

a_0 — коэффициент пропорциональности;

$G_j(t)$ — масса j -го сыпучего материала;

g_j — охлаждающий или нагревающий (для кокса) эффект j -го сыпучего материала;

m — число видов сыпучих материалов.

Далее, исходя из того, что кинетика окисления примесей железа зависит от режима продувки металла, можно записать, что

$$[C_i(t)] = [C_i(t_0)] \cdot e^{-\alpha_i \int_{t_0}^t J_h(t) dt} dt, \quad (7)$$

где $J_h(t) = J_{O_2}(t)/h_o^2(t)$ — показатель продувки [2],

характеризующий режим подачи кислорода в ванну конвертера, при этом более высокому значению $J_h(t)$ соответствует углубленный режим продувки, а более низкому — поверхностный режим продувки;

$J_{O_2}(t)$ — интенсивность подачи кислорода через фурму;

$h_o^2(t)$ — положение фурмы над уровнем шлакометаллической эмульсии;

α_i — коэффициенты, определяемые опытным путем;
 $[C_i(t_0)]$ — начальное содержание i -го элемента в металле.

Теперь, подставив (7) в (6), получим уравнение, выражающее зависимость температуры металла от управляющих воздействий:

$$T(t) = T(t_0) + A_1 G_M(t_0) \sum_{i=1}^n q_i [C_i(t_0)] \times \times \int_t^{t_0} e^{-\alpha_i \int_0^t J_h(t) dt} dt + A_2 \sum_{j=1}^m g_j \int_{t_0}^t G_j(t) dt, \quad (8)$$

где $A_1 = a_0 a_1 / 100$; $A_2 = a_2$.

Полученным уравнением достаточно хорошо описывается влияние управляющих воздействий на изменение температуры ванны конвертера. Однако в данном уравнении не учитывается влияние неконтролируемых резких возмущений, имеющих место во время плавки.

Влияние неконтролируемых возмущений можно учитывать на основе использования информации о разложении влаги в сыпучих материалах [3], что дает довольно хорошие результаты на практике.

Разложение влаги в конвертере характеризуется расходом водорода в отходящих газах, который может быть определен по зависимости [4]

$$V_{H_2}^k(t) = V_{H_2}(t) + \gamma \frac{H_2(t)}{H_2(t) + CO(t)} \cdot V_{N_2}(t), \quad (9)$$

где $V_{H_2}(t) = V_{or}(t) \cdot \frac{H_2(t)}{100}$; $V_{N_2}(t) = V_{or}(t) \cdot \frac{N_2(t)}{100}$;

$V_{H_2}(t)$, $V_{N_2}(t)$ — соответственно расходы

водорода и азота в отходящих газах;

$V_{or}(t)$ — расход отходящих газов;

$H_2(t)$, $N_2(t)$ — соответственно содержание водорода и азота в отходящих газах;

γ — стехиометрический коэффициент, равный 0,532.

Расчет текущей температуры металла осуществим с помощью следующей зависимости [4]:

$$T(t) = T(t_0) + \frac{T^* - T(t_0)}{\sum J_{O_2}} \int_{t_0}^t J_h(t) dt + a \int_{t_0}^t e^{\hat{a} + c \cdot \ln V_{H_2}^k(t)} dt, \quad (10)$$

где T^* — заданная температура металла;

$\sum J_{O_2}$ — необходимое количество кислорода на

продувку при среднем положении фурмы;

a , $\hat{a}$, c — эмпирические коэффициенты.

Для повышения точности уравнения (10) следует предусмотреть его поправку с помощью следующего уравнения [3] (в моменты присадки сыпучих материалов):

$$T(t) = \beta_1 \cdot e^{-\beta_0 \cdot J \tau_{\text{адк}}} + \beta_2 \cdot B_i \cdot G_i(t) + \beta_3, \quad (11)$$

где $J \tau_{\text{адк}}$ — время реакции разложения влаги в

присаживаемой порции сыпучего материала;

B_i — содержание влаги в присаживаемой порции i -го сыпучего материала;

β_0 , β_1 , β_2 , β_3 — эмпирические коэффициенты.

С этой целью уравнение (10) представим в следующем виде:

$$T(t) = T(t_0) + k(t) \cdot \left\{ \frac{T^* - T(t_0)}{\sum J_{O_2}} \int_{t_0}^t J_h(t) dt + a \int_{t_0}^t e^{\hat{a} + c \cdot \ln V_{H_2}^k(t)} dt \right\}, \quad (12)$$

где $k(t)$ — поправочный коэффициент, определяемый после присадки сыпучих материалов по выражению

$$k(t) = \frac{T'(t_p) - T(t_0)}{T(t_p) - T(t_0)}, \quad t \geq t_p > t_0, \quad (13)$$

здесь t_p — момент окончания разложения влаги в сыпучих материалах;

$T'(t_p)$, $T(t_p)$ — температура металла, определяемая по уравнениям (11) и (12), соответственно.

Первоначальное значение поправочного коэффициента $k(t)$ до первой присадки сыпучих материалов равно 1.

Полученная зависимость (12) с поправкой позволяет с высокой точностью контролировать текущую температуру металла по ходу плавки.

Таким образом, температуру металла в ванне конвертера можно определить одновременно по уравнениям (8) и (12). Первое уравнение устанавливает зависимость изменения температуры металла от управляющих воздействий, следовательно, его целесообразно использовать для определения оптимального режима управления плавкой. А второе - составлено на основе использования информации о нагреве металла в моменты присадки сыпучих материалов, и благодаря этому оно обеспечивает высокую точность определения температуры металла по ходу плавки. Поэтому уравнение (12) целесообразно использовать для контроля текущей температуры металла.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

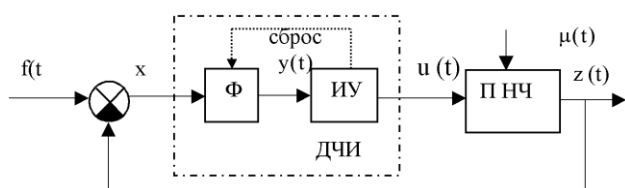
1. Металлургия стали / В.И. Явойский, Ю.В. Кряковский, В.П. Григорьев и др. М.: Металлургия, 1983. 584 с.
2. Туркенич Д.И. Управление плавкой стали в конвертере. М.: Металлургия. 360 с.
3. А.с. №1104163 (СССР). Устройство для контроля температуры металла в конвертере / Т.С. Намазбаев, А.И. Багрий, М.Ж. Толымбеков и др. Опул. в БИ. 1984. №27. С. 71.
4. А.с. №1191470 (СССР). Способ контроля температурного режима конвертерной плавки / Ю.В. Бубнов, Ю.А. Романов, Т.С. Намазбаев и др. Опул. в БИ. 1985. №42. С. 101.

Структурный синтез частотно-импульсных систем управления с запаздыванием

Одной из важнейших проблем теории качества автоматического управления является проблема синтеза оптимальных систем. Теория оптимальных систем управления, в которых допустимое управление принадлежит классу кусочно-непрерывных функций, достаточно развита.

В настоящее время широкое применение на практике находят системы управления с динамической частотно-импульсной модуляцией (ДЧИМ). Однако при синтезе динамических частотно-импульсных алгоритмов управления промышленными объектами, большинство которых относится к классу объектов с запаздыванием, не учитываются особенности их функционирования. В связи с этим проблема, рассматриваемая в данной работе, является актуальной.

Динамическая частотно-импульсная система автоматического управления (ДЧИСАУ) объектами с запаздыванием состоит из динамического частотно-импульсного модулятора (ДЧИМ) и приведенной непрерывной части (ПНЧ) (см. рис.).



ДЧИМ, включенный в контур управления объектами с запаздыванием, представляет собой последовательное соединение фильтра Φ и импульсного устройства ИУ, охваченное параметрической обратной связью [1]. На входе системы действует случайный стационарный процесс $f(t)$. Приведенная непрерывная часть ПНЧ характеризуется нелинейным оператором со случайными параметрами вида:

$$z(t) = \int_0^{\infty} d\vec{u}_1^{\dot{0}}(\tau) \vec{h}(\tau_0, t, \theta) d^{\bullet} \vec{\omega}(\theta), \quad (1)$$

где $d\vec{u}_1^0(\tau) = [d\tau | du_1(\tau) | du_1(\tau_1) du_1(\tau_2) | \dots du_1(\tau_1) \dots du_1(\tau_r)]$,

$$\bar{h}(\tau_0, t, \theta) = \begin{bmatrix} h_{0,0}(\tau_0, \tau, \theta) h_{0,1}(\tau_0, \tau, \theta) h_{0,2}(\tau_0, \tau, \theta) \dots h_{0,s}(\tau_0, \tau, \theta) \\ h_{1,0}(\tau_0, \tau, \theta) h_{1,1}(\tau_0, \tau, \theta) h_{1,2}(\tau_0, \tau, \theta) \dots h_{1,s}(\tau_0, \tau, \theta) \\ \vdots \\ h_{r-1,0}(\tau_0, \tau, \theta) h_{r-1,1}(\tau_0, \tau, \theta) h_{r-1,2}(\tau_0, \tau, \theta) \dots h_{r-1,s}(\tau_0, \tau, \theta) \end{bmatrix}$$

$$d^* \vec{\omega}^T(\theta) = \left[d\theta \left| d^* \omega(\theta) \right| d^* \omega(\theta_1) d^* \omega(\theta_2) \right] \dots d^* \omega(\theta_1) \dots d^* \omega(\theta_s) \left| \dots \right|,$$

$$du_1 = u(\tau)d\tau, d\omega^*(\theta) = \mu(\theta)d\theta, \quad M\{\mu(t)\} = 0,$$

$$M\{\mu(t)\mu(s)\} = r_1\delta(t-s),$$

τ — время запаздывания управляемого объекта;
 r_{11} — интенсивность спектральной плотности

белого шума $\mu(t)$.

Кратность интеграла при импульсной характеристике $h_{r,s}(\vartheta, \vartheta_1, \dots, \vartheta_r, \vartheta_1, \dots, \vartheta_s)$ равна $r+s$; интегралы при дифференциале $du_1(\vartheta)$ понимаются как среднеквадратичные интегралы Стильтеса, а при дифференциале $d^* \alpha(\theta)$ — среднеквадратичные интегралы Ито.

На стадиях проектирования и исследования системы для их синтеза удобно использование непараметрического подхода. В этом случае задача структурного синтеза ДЧСАУ объектами с запаздыванием сводится к выбору оптимального вида оператора W фильтра Φ модулятора, т.е.

$$Q = M\{G[z[t], u[t] | 0 \leq t \leq T]\} = \min_w, \quad (2)$$

при ограничениях

$$z(t) = f(t) - H[\tau_0, z(\tau), u(\tau), \mu(\tau) | t_0 \leq \tau \leq t], x(t) = f(t) - x(t), \quad (3)$$

$$y(t_{n+1}-0) = W[x(\tau) | t_n + \tau_m \leq \tau \leq t_{n+1}-0] = \lambda_{n+1} \Delta, \quad (4)$$

$$u(t) = \sum_n \lambda_n \delta(t - t_n), \lambda_{n+1} = \text{sign } y(t_{n+1} - 0), \quad (5)$$

$$B_{1,\alpha}[z(\tau), u(\tau) | 0 \leq \tau \leq T] = b_{1,\alpha}, \alpha = 1, 2, \dots, \alpha_0, \quad (6)$$

$$B_{2,\beta}[z(\tau), u(\tau) | 0 \leq \tau \leq T] = b_{2,\beta}, \quad \beta = 1, 2, \dots, \beta_0, \quad (7)$$

где G — функционал, заданный на случайных процессах $z(t)$ и $u(t)$;

τ_m — параметр модулятора, учитывающий запаздывание объекта;

Δ — пороговое значение импульсного устройства ИУ;

$B_{1,\alpha}, B_{2,\beta}$ — ограничения технического и технологического характера.

Стохастические вольтерровские модели динамических частотно-импульсных систем управления объектами с запаздыванием, полученные в [2,3], позволяют обобщить метод непараметрического (структурного) синтеза систем. Суть метода [4] заключается в использовании моделей разомкнутых систем при синтезе замкнутых систем. В данной работе для структурного синтеза ДЧИСАУ объектами с запаздыванием предложена процедура, состоящая из трех этапов.

На первом этапе строится оптимальная в смысле (2) стохастическая вольтерровская модель системы в целом:

$$z(t) = \int_0^\infty d\vec{f}_1(\tau)^T \vec{E}_i(\tau_0, \tau_m, t, \tau, \theta) d * \vec{w}(\theta). \quad (8)$$

Элементы $e_{r,s}^0(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s)$, $r = 0, 1, 2, \dots, r_1$,
 $s = 0, 1, 2, \dots, s_1$, матрицы $\vec{E}_0(\tau_0, \tau_m, \tau, \theta)$ определяются
 путём решения задачи:

$$Q = \min; \quad (9)$$

$$B_{1,\alpha} = \beta_{1,\alpha}, \quad \alpha = 1, 2, \dots, \alpha_0, \quad B_{2,\beta} = \beta_{2,\beta}, \quad \beta = 1, 2, \dots, \beta_0. \quad (10)$$

На втором этапе процедуры синтеза проводится реализация найденной оптимальной стохастической вольтерровской модели (8) с помощью динамической частотно-импульсной системы управления объектами с запаздыванием. При заданной стохастической вольтерровской модели приведённой непрерывной части (1) задача настоящего этапа сводится к такому выбору импульсных характеристик $\bar{m}_1^0(\tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r)$, $r = 0, 1, 2, \dots, r_1$, стохастической вольтерровской модели модулятора:

$$u(t) = \int_0^\infty \bar{m}_1^{0T}(\tau_m, t, \tau) d\bar{x}_1(\tau), \quad (11)$$

где

$$\bar{m}_1^0(\tau_m, \tau) = [m_0^0 m_1^0(\tau_m, \tau) \dots m_{r_2}^0(\tau_m, \tau_1, \tau_{r_2})]^T, \quad (12)$$

чтобы ДЧИСАУ объектами с запаздыванием соответствовала оптимальной системе (8).

На третьем этапе асимптотически оптимальная стохастическая вольтерровская модель модулятора (11) реализуется с помощью эквивалентной нелинейной системы. Так как структура блока формирования импульсов БФИ инварианта для различных типов ДЧИМ [2], то задача синтеза сводится к выбору оптимальной структуры блока сброса БС, т.е. находится оптимальный вид оператора W° фильтра Φ , который определяет структуру (вид) оптимального динамического частотно-импульсного модулятора, включенного в контур управления объектами с запаздыванием.

Рассмотрим вышеописанные этапы структурного синтеза ДЧИСАУ объектами с запаздыванием на основе среднеквадратичного критерия оптимальности.

Определение оптимальной стохастической вольтерровской модели системы в целом. Пусть $z^*(t)$ — стационарный случайный процесс на выходе системы с желательными статистическими характеристиками. В этом случае критерий оптимальности Q (2) принимает вид

$$Q = M\{[z^*(t) - z(t)]^2\} = \min. \quad (13)$$

Допустим, что имеется одно ограничивающее условие типа равенства

$$B_{1,1} = M\left\{\left[\int_0^\infty W_0(\tau_m, \alpha) z(t - \alpha) d\alpha\right]^2\right\} = b_{1,1}, \quad (14)$$

где $W_0(\tau_m, \alpha)$ — заданная импульсная характеристика.

В рассматриваемом случае импульсные характеристики модели (8) нужно определить так, чтобы они удовлетворяли условиям (13) и (14), а также условиям устойчивости и физической реализуемости системы.

Для решения этой задачи следует найти в явной форме связь между функционалами Q (13), $B_{1,1}$ (14) и импульсными характеристиками $e_{r,s}(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s)$. Подставляя выражение (8) в (13) и (14), получим

$$Q = M\{z_*^2(t)\} - 2M\{z_*(t) \int_0^\infty d\bar{f}_1^T(\tau) \bar{E}(\tau_0, \tau_m, \theta) d * \bar{w}(\theta)\} + \\ + M\left\{\int_0^\infty d\bar{f}_1^T(\tau) \bar{E}(\tau_0, \tau_m, t, \tau, \theta) d * \bar{w}(\theta) d * \right. \quad (15)$$

$$* \bar{w}^T(\nu) \bar{E}^T(\tau_0, \tau_m, t, \gamma, \nu) d\bar{f}_1(\gamma)\}; \\ B_{1,1} = \int_0^\infty \int_0^\infty w_0(\alpha) w_0(\beta) M\left\{\int_0^\infty d\bar{f}_1^T(\tau) \bar{E}(\tau_0, \tau_m, t - \alpha, \tau, \theta) \times \right. \quad (16)$$

Таким образом, задача первого этапа сводится к определению импульсных характеристик $e_{r,s}(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s)$, при которых функционал Q (15) минимален, а функционал $B_{1,1}$ (16) сохраняет постоянное значение $b_{1,1}$.

Решение этой условной экстремальной задачи основывается на известном методе Лагранжа.

Следуя [4], образуем вспомогательный функционал

$$Q_1 = Q + \rho(B_{1,1} - b_{1,1}). \quad (17)$$

Выражение (17) с учетом соотношений (15) и (16) примет вид

$$Q_1 = M\{z_*^2(t)\} - 2M\{z_*(t) \int_0^\infty d\bar{f}_1^T(\tau) \bar{E}(\tau_0, \tau_m, t, \tau, \theta) d * \\ * \bar{w}(\theta)\} + M\left\{\int_0^\infty d\bar{f}_1^T(\tau) \bar{E}(\tau_0, \tau_m, t, \tau, \theta) d * \bar{w}(\theta) d * \right. \\ * \bar{w}^0(\nu) \bar{E}(\tau_0, \tau_m, t, \gamma, \nu) d\bar{f}_1(\gamma)\} + \rho \int_0^\infty \int_0^\infty w_0(\alpha) w_0(\beta) M \times \quad (18)$$

Далее можно воспользоваться классическим приёмом вариационного исчисления. Допустим, что минимум функционала Q_1 найден, и ему соответствует совокупность импульсных характеристик

$$e_{r,s}^0(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s), \quad r=0, 1, \dots, r_1, \quad s=0, 1, \dots, s_1 \quad (19)$$

отвечающих условиям (15) и (16).

Тогда любую из характеристик $e_{r,s}(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s)$, входящих в (18), можно представить в виде

$$e_{r,s}(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s) = e_{r,s}^0(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s) + \\ + d_{r,s} q_{r,s}(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s), \quad r = 0, 1, \dots, r_1; \quad s = 0, 1, \dots, s_1, \quad (20)$$

где $d_{r,s}$ — числовые параметры; $q_{r,s}(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s)$ — произвольные импульсные характеристики, удовлетворяющие условиям устойчивости и физической реализуемости системы.

Подставим выражения (20) в (18) и зафиксируем $q_{r,s}(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s)$. Тогда функционал Q_1 будет зависеть только от числовых параметров $d_{r,s}$, т.е.

$$Q_1 = Q_1(d_{1,0}, d_{0,1}, \dots, d_{r_1, s_1}). \quad (21)$$

Экстремум его определяется следующими условиями:

$$\frac{\partial Q_1}{\partial d_{r,s}} = 0, r = 0, 1, \dots, r_1; s = 0, 1, \dots, s_1. \quad (22)$$

Однако ранее было предположено, что экстремум Q_1 достигается при импульсных характеристиках (19) или, как следует из (20), при значениях $d_{r,s} = 0$. Поэтому условие экстремума функционала приобретает вид

$$\left. \frac{\partial Q_1}{\partial d_{r,s}} \right|_{d=0} = 0, r = 0, 1, \dots, r_1; s = 0, 1, \dots, s_1, d = \{d_{1,0}, d_{0,1}, \dots, d_{r_1,s_1}\}. \quad (23)$$

Решение условия (23) позволяет найти такое значение $\rho = \rho^*$, при котором $B_{1,1} = b_{1,1}$ и в выражении (17) $Q_1 = Q$. Этому значению ρ будет соответствовать единственный набор импульсных характеристик

$$e_{r,s}^0(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s) = e_{r,s}^0(\tau_0, \tau_m, \tau_1, \dots, \tau_r, \theta_1, \dots, \theta_s, \rho) \Big|_{\rho=\rho^*}, \quad (24)$$

$$r = 0, 1, \dots, r_1, s = 0, 1, \dots, s_1.$$

Набор импульсных характеристик (24) является решением первого этапа структурного синтеза.

Определение оптимальной вольтерровской модели динамического частотно-импульсного модулятора. На этом этапе реализуется найденная на первом этапе оптимальная стохастическая вольтерровская модель системы в целом (8) с помощью ДЧИСАУ объектами с запаздыванием (см. рис.), приведённая непрерывная часть ПНЧ, которой описывается отрезком стохастического вольтерровского ряда (1).

Модель динамического частотно-импульсного модулятора, применяемого при управлении объектами с запаздыванием, будем искать в виде отрезка вольтерровского ряда (11). Тогда задача настоящего этапа сводится к такому выбору импульсных характеристик $m_r^0(\tau_m, \tau_1, \dots, \tau_{r_1})$, $r = 0, 1, \dots, r_1$ модели модулятора (11) при заданной модели приведённой непрерывной части ПНЧ (1), чтобы исходная система соответствовала оптимальной системе, описываемой уравнением (8).

Учитывая (8) и (11), получим уравнение системы в виде

$$z(t) = \int_0^\infty d^* \bar{w}^T(\theta) \bar{h}^T(\tau_0, t, \tau, \theta) [d\tau : \int_0^\infty \bar{m}_0^T(\tau_m, \tau, \gamma) d(\bar{f}_1(\gamma) - \bar{z}_1(\gamma)) : \\ \int_0^\infty \bar{m}_0^T(\tau_m, \tau, \gamma) d(\bar{f}_1(\gamma) - \bar{z}_1(\gamma)) d(\bar{f}_1^T(\nu) - \bar{z}_1^T(\nu)) \bar{m}_0(\tau_m, \tau, \nu) \times \\ \times d\tau_1 d\tau_2 : \dots : (\int_0^\infty \bar{m}_0^T(\tau_m, \tau, \gamma) d(\bar{f}_1(\gamma) - \bar{z}_1(\gamma))]^T]^T, \quad (25)$$

где $dz_1(t) = z(t)dt$.

Подставляя выражение (8) в (25), получим следующее тождество:

$$\int_0^\infty d^* \bar{w}^T(\theta) \bar{E}_0^T(\tau_0, \tau_m, t, \tau, \theta) d\bar{f}_1(\tau) = \int_0^\infty d^* \bar{w}^T(\theta) \bar{h}^T(\tau_0, t, \tau, \theta) \times \\ \times [d\tau : \int_0^\infty \bar{m}_0^T(\tau_m, \tau, \gamma) d\bar{f}_1(\gamma) - \int_0^\infty d^* \bar{w}^T(\beta) \bar{E}_0^T(\tau_0, \tau_m, \gamma, \alpha, \beta) \times \\ \times d\bar{f}_1(\alpha) d\gamma] d\tau : \dots : [\int_0^\infty \bar{m}_0^T(\tau_m, \tau, \gamma) (d\bar{f}_1(\gamma) - \\ - \int_0^\infty d^* \bar{w}(\beta) \bar{E}_0^T(\tau_0, \tau_m, \gamma, \alpha, \beta) d\bar{f}_1(\alpha) d\gamma)^T d\tau_1 \dots d\tau_{r_1}]^T. \quad (26)$$

Из тождества (26) вытекают соотношения, определяющие импульсные характеристики $m_r^0(\tau_m, \tau_1, \dots, \tau_{r_1})$ оптимальной вольтерровской модели модулятора.

Оптимальная структура динамического частотно-импульсного модулятора, включенного в контур управления объектами с запаздыванием. Структура динамического частотно-импульсного модулятора [2] полностью определяется свойствами оператора W фильтра Φ и в эквивалентной ему системе, только блок сброса $БС$ зависит от свойств этого оператора. Тогда задача настоящего этапа сводится к выбору структуры блока сброса $БС$ при заданной структуре блока формирования импульсов $БФИ$.

Предположим для простоты, что фильтр Φ является линейным. В этом случае структура блока сброса $БС$ определяется передаточной функцией $W(p)$ фильтра Φ . Для её определения достаточно составить уравнение относительно выхода $u(t)$ блока формирования импульсов в виде

$$\int_0^\infty \bar{m}_0(\tau_m, t, \tau) dx_1(\tau) = \sum_{k=0}^\infty e_k \left[\frac{1}{\Delta} \int_0^\infty w(\tau_m, t - \tau) x(\tau) \alpha \tau \right]^k. \quad (27)$$

Отсюда получим

$$W(\tau_m, p) = \frac{\Delta}{e_1} M_1^0(\tau_m, p). \quad (28)$$

Выражение (28) показывает, что передаточная функция $W(\tau_m, p)$ приближенно определяется линейным элементом модели (11). Степень приближения передаточной функции $W(\tau_m, p)$ к оптимальной структуре модулятора, определяемой моделью (11), можно сделать сколь угодно малой. Для этого следует определить линейный эквивалент модели (11)

$$\hat{u}(t) = \int_0^\infty m^*(\tau_m, \tau) dx_1(\tau) \quad (29)$$

так, чтобы он полнее учитывал свойства преобразования случайного процесса оптимальной моделью (11).

Статистическая оптимальная импульсная характеристика $m^*(\tau_m, \tau)$ модели (29) может быть определена из условия

$$M\{[u(t) - \hat{u}(t)]^2\} = \min_{m^*(\tau_m, \tau)} \quad (30)$$

при $x(t) = f(t) - z_*(t)$.

Подставляя выражения (11) и (29) в (30) и проводя процедуру минимизации, получим уравнение типа Винера-Хопфа:

$$\int_0^\infty m^*(\tau_m, \tau) R_{(f-z_*)}(\lambda - \tau) d\tau = S_{(f-z_*)}(\lambda), \quad \lambda \geq 0, \quad (31)$$

где

$$S_{(f-z_*)}(\lambda) = M\{[f(t - \lambda) - z_*(t - \lambda)] \times \int_0^\infty \tilde{m}_0^*(\tau_m, t, \tau) d[f_1(\tau) - z_*(\tau)]\}. \quad (32)$$

Подставляя приближения для $S_{(f-z_*)}(\lambda)$ (32) в (31), получим соответствующие соотношения для оптимальной передаточной функции модели (11).

Отсюда оптимальная передаточная функция $W^*(\tau_m, p)$ фильтра Φ определяется через $(2N - 1)$ -е

приближение оптимальной импульсной характеристики $m^*(\tau_m, \tau)$ в следующем виде:

$$W^*(\tau_m, p) = \frac{e_1}{\Delta} M_{2N-1}^*(\tau_m, p). \quad (33)$$

Таким образом, при формировании передаточной функции $W^*(\tau_m, p)$ фильтра Φ , соответствующей оптимальной структуре динамического частотно-импульсного модулятора, используются все члены оптимальной вольтерровской модели модулятора (11).

Обобщение изложенной процедуры определения оптимальной стохастической вольтерровской модели ДЧИСАУ объектами с запаздыванием на другие виды критериев и ограничений не вызывает принципиальных затруднений.

Процедура структурного синтеза динамических частотно-импульсных алгоритмов управления объектами с запаздыванием и со случайными параметрами, рассмотренная в настоящей работе, доведена до программной реализации и использована на этапах проектирования, исследования и внедрения подсистем непосредственного цифрового управления ряда АСУ ТП цветной металлургии, цементного и свинцового производств.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Айтчанов Б.Х. Модели динамических частотно-импульсных систем автоматического управления объектами с запаздыванием // Модели и методы автоматизации управления производственными системами. Алматы: КазНТУ, 1996. С. 154-159.
2. Асаубаев К.Ш., Айтчанов Б.Х. Методы исследования стохастических динамических частотно-импульсных систем автоматического управления объектами с запаздыванием // Актуальные вопросы современной науки и техники. Алматы: КазНТУ, 1994. Ч.2. С. 154-159.
3. Айтчанов Б.Х. Методы математического описания частотно-импульсных систем управления объектами с запаздыванием // Вестник КазНТУ. Алматы: КазНТУ, 2002. №2 (30). С. 72-82.
4. Попков Ю.С. и др. Идентификация и оптимизация нелинейных стохастических систем. М.: Энергия, 1976.

УДК 681.51.015

Д.Ж. СЫЗДЫКОВ
Г.И. ХАСЕНОВА

Функции качества и оптимальная коррекция в управлении многостадийными технологическими процессами

Производство бетона и железобетонных изделий представляет собой последовательный многостадийный технологический процесс (ТП), который можно условно подразделить на следующие технологические стадии (ТС): прием, складирование и транспортировка исходных материалов, дозирование, перемешивание бетонной смеси, формование и уплотнение бетонной смеси, тепловая обработка и контроль прочности бетона [1].

Дискретный ТП в производстве железобетона относится к ТП с высоким уровнем стохастичности технологии, когда наблюдается значительный разброс основных характеристик бетона, определяющих качество (прочность) готовых изделий и полуфабрикатов. В этих условиях возникает необходимость определения характеристик функции

качества (ФК) и оптимальной коррекции (ОК) режимов ТП.

Положим, что на вход одномерного стохастического объекта поступает случайная последовательность $y = \{y(1), \dots, y(m)\}$, а на выходе реакция является также случайной последовательностью $x = \{x(1), \dots, x(n)\}$. В общем случае $n \neq m$, но пусть $n = m$. Предположим, что качество готовой продукции (прочность бетона) после завершения ТП характеризуется значением скалярной переменной $x(t)$, $t \in 1, n$, являющейся случайной величиной с плотностью распределения $p_x(x)$. Пусть значение $x(t)$ предсказуемо по значению выхода $y(t)$, $t \in 1, n$ некоторой ТС. Здесь $y(t)$ характеризует качество полуфабриката (качество бетонной смеси)

после завершения данной ТС и является случайной величиной с плотностью распределения $p_y(y)$. Тогда исчерпывающе полной характеристикой статистического ТП является функция условной плотности распределения вероятностей выходной переменной относительно входной

$$p_{x|y}(x|y) = \frac{p_{xy}(x; y)}{p_y(y)}, \quad (1)$$

где $p_{xy}(x; y) = p_{xy}(x(1), \dots, x(n); y(1), \dots, y(n))$ — совместная 2n-мерная плотность распределения случайной последовательной $x(t), y(t)$; $p_y(y) = p_y(y(1), \dots, y(n))$ — совместная n-мерная плотность распределения случайной входной последовательности $y(t)$.

Предположим, что уравнение модели зависимости x от y представимо в виде

$$x = f(y) + v, \quad (2)$$

где $f(y)$ — детерминированная функция; v — приведенная к выходу x случайная последовательность с плотностью распределения $p_v(v)$, нулевым средним значением $\mu_v = 0$ и дисперсией σ_v^2 , некоррелированной с y . Если в модели (2) обозначить $z = f(y)$ и представить как $x = z + v$ и если $f(y)$ является дифференцируемой функцией, имеющей обратную функцию $\psi(z)$, то плотность распределения случайной величины z выражается [3] формулой

$$p_z(z) = p_y(\psi(z)) |\psi^{-1}(z)|.$$

Таким образом, ввиду независимости z и v плотность распределения $p_x(x)$ определяется как

$$p_x(x) = \int_{-\infty}^{\infty} p_v(x - z) p_z(z) dz, \quad (3)$$

а условная плотность распределения $\beta(t) = \int_0^t h_k(\theta, t)$

$\sum_{j=1}^m \beta_j u_j(t - \tau_i - \tau_e - \theta) d\theta$ выхода x при заданном входе y ТП в виде

$$p_{x|y}(x|y) = p_v(x - f(y)). \quad (4)$$

Представим теперь ФК от x как выходную переменную ТП согласно выражению $q_x(x)$. Поскольку признак качества x (прочность бетона) является случайной величиной, подчиняющейся закону распределения вида (3), то можно представить критерий эффективности функционирования ТП как ожидаемое значение $Q(x)$ функции $q_x(x)$ в виде математического ожидания для $q_x(x)$ по распределению x с плотностью $p_x(x)$:

$$Q(x) = \int_{-\infty}^{\infty} q_x(x) p_x(x) dx. \quad (5)$$

Значение ФК $q_y(y)$ для y как выходной переменной ТС определяется как ожидаемое значение $Q(x)$ при заданном значении y , т.е.

$$Q(x|y) = q_y(y) = E(q_x(x)|y) = \int_{-\infty}^{\infty} q_x(x) p_{x|y}(x|y) dx, \quad (6)$$

где E — символ усреднения.

С учетом выражения (4) ФК $q_y(y)$ также определяется как

$$q_y(y) = \int_{-\infty}^{+\infty} q_x(x) p_v(x - f(y)) dx \quad (7)$$

или

$$q_y(y) = \int_{-\infty}^{\infty} q_x(v + f(y)) p_v(v) dv.$$

Таким образом, ФК $q_y(y)$ определяется функциями $q_x(x)$, $f(y)$ и $p_v(v)$.

Характер изменения величины ФК (прочность бетона) в процессе производства готовых изделий описывается функциями $q_x(x)$ и $q_y(y)$. Определение характеристик ФК связано с выбором правильной гипотезы о характере изменения величины функции качества, т.е. выбором частного случая управления для описания изменения этой величины и определением числовых значений параметров θ данной функции.

Предположим, что в данном случае используется несмещенная и эффективная (или минимальная по дисперсии) оценка, позволяющая провести независимый синтез оптимального входа. Это ведет к большему упрощению, поскольку дает возможность легко вычислить минимальную дисперсию. При этом синтез входа основан на знании или задании априорной оценки θ_0 для вектора параметров θ . Однако более естественно принять байесовский подход и предположить, что задано априорное распределение $p(\theta)$.

Как следует из байесова подхода оценивания применения ФК, $q_y(y)$ в оптимизационных задачах управления ТС приводит к минимизации апостериорного риска при достижении максимума апостериорной функции плотности распределения $p(\theta|y)$. Байесовская оценка оптимальных значений θ^* параметров θ находится из расчетов уравнения [4]:

$$r(\theta) = \int_{-\infty}^{\infty} q_y(y) p_y(y; \theta) dy \rightarrow \max_{\theta}. \quad (8)$$

Здесь параметрами θ также могут быть и технологические режимы ТС или параметры алгоритмов уменьшения разбросов.

Рассмотрим теперь, как практически можно определять ФК, являющуюся основной технической характеристикой ТП, когда выражение (2) представимо в виде линейной модели с гауссовским шумом:

$$x = a + by + v, \quad (9)$$

где a, b — параметры модели; $v \sim N(0, \sigma_v^2)$;

y, v — независимы.

Тогда для модели (9) условная плотность распределения $p_{x|y}(x|y)$ (4) имеет вид

$$p_{x|y}(x|y) = \frac{1}{\sqrt{2\pi\sigma_v^2}} \exp \left[-\frac{1}{2\sigma_v^2} (x - a - by)^2 \right],$$

а ФК $q_y(y)$ (7) соответственно описывается уравнением

$$q_y(y) = \frac{1}{\sqrt{2\pi\sigma_v^2}} \int_{-\infty}^{\infty} q_x(x) \exp \left[-\frac{1}{2\sigma_v^2} (x - a - by)^2 \right] dx. \quad (10)$$

Положим, что для модели (9) условия бездефектности производимой продукции заданы в виде допуска $\lambda_1 \leq x \leq \lambda_2$. В этом случае ФК $q_x(x)$ как

признак качества является случайной величиной и представима в виде индикаторной функции попадания в допуск $[\lambda_1, \lambda_2]$:

$$q_x(x) = \begin{cases} 1, & \lambda_1 \leq x \leq \lambda_2, \\ 0, & x < \lambda_1, x > \lambda_2. \end{cases} \quad (11)$$

Для функции $q_x(x)$ вида (11) в соответствии с (10) получим

$$q_y(y) = \Phi\left(\frac{\lambda_2 - a - by}{\sigma_v}\right) - \Phi\left(\frac{\lambda_1 - a - by}{\sigma_v}\right), \quad (12)$$

где $\Phi(\varepsilon)$ — интеграл вероятностей.

Случайная величина ФК в соответствии с уравнением (12) определяет вероятность получения бездефектной по x продукции при заданном значении y выхода ТС. Для (12) ФК имеет при $\sigma_v > 0$ один максимум в точке $y = (\lambda_1 + \lambda_2 - 2a)$, являющейся точкой симметрии.

Допустим теперь, что x — выходная переменная ТП, определяющая качество готовых изделий (случайная величина); u — режим ТП (детерминированный вектор); Ω_u — область допустимой вариации режима ТП; $p_x(x, u)$ — плотность распределения выхода x (зависит от u). При этом, когда целевые функционалы для задач ОК формируются на основе плотности распределения $p_x(x, u)$ выхода x , то соответствующие задачи ОК можно условно представить как задачи коррекции по эталонному распределению и задачи максимизации качества по выходу.

Для задач ОК по эталонному распределению характерными подходами по минимизации некоторого отклонения δ между эталонным распределением с плотностью $p_\varepsilon(x)$ и фактическим распределением $p_x(x, u)$:

$$\delta [p_x(x, u), p_\varepsilon(x)] \rightarrow \min_u, \quad u \in \Omega_u. \quad (13)$$

В частном случае возможна аппроксимация задачи (13), которая определяется требованием близости распределения x к эталонному распределению по некоторым числовым характеристикам, например, по среднему значению, моде, дисперсии. Так, задача оптимально

квадратичной коррекции ТП по среднему значению имеет вид

$$\delta [\mu_x, \mu_\varepsilon] = [\mu_x(u) - \mu_\varepsilon]^2 \rightarrow \min_u, \quad u \in \Omega_u, \quad (14)$$

$$\mu_x(u) = \int_{-\infty}^{\infty} x p_x(x, u) dx,$$

где μ_ε — центр коррекции ТП по среднему значению μ_ε .

Задачи максимизации качества (минимизации риска) по выходу x являются задачами максимизации среднего значения некоторой функции качества $q(x)$:

$$Q(x) = \int_{-\infty}^{\infty} q_x(x) p_x(x, u) dx \rightarrow \max_u, \quad u \in \Omega_u. \quad (15)$$

В частном случае, когда годность изделия определяется допуском $[\lambda_1, \lambda_2]$, ФК $q_x(x)$ представима в виде (11), и решение задачи (15) совпадает с задачей оптимальной коррекции ТП по критерию максимизации вероятности бездефектности продукции:

$$P(\lambda_1 \leq x \leq \lambda_2) = \int_{\lambda_1}^{\lambda_2} p_x(x, u) dx \rightarrow \max_u, \quad u \in \Omega_u. \quad (16)$$

Можно также отметить частные случаи задачи (15) для различных ФК $q_x(x)$. Так, если $q_x(x) = -(x - x_0)^2$, то имеет место задача минимизации квадратичных потерь относительно заданного центра коррекции ТП x_0 . Если $q_x(x) = -(x - \mu_k)^2$, то имеет место задача минимизации дисперсии σ_x^2 . При $q_x(x) = \pm x$ получим задачу экстремализации среднего значения μ_x .

Проблемы коррекции ТП с уменьшением разброса являются актуальными, когда разброс характеристик готовых изделий превышает допустимый уровень. Рассматриваемые выше задачи при необходимости возможно решать с учетом некоторых дополнительных аспектов, таких как зависимость себестоимости продукции от реализации технологического режима u от объема производства, различие необходимых объемов производства изделий и др.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Марцинкевич В.Л. Энергосберегающая технология ускоренного твердения бетона. Минск: Наука и техника, 1990.
2. Основы управления технологическими процессами / Под ред. Н.С. Райбмана. М.: Наука, 1978. 440 с.
3. Вентцель Е.С., Овчаров С.А. Теория вероятностей. М.: Наука, 1973. 366 с.

Раздел 4

Строительство

УДК 666.97

*Д.О. БАЙДЖАНОВ
М.А. РАХИМОВ
А.О. САРСЕМБАЕВА*

К вопросу структурообразования экструзионного бетона

При производстве железобетонных изделий из жестких бетонных смесей основное внимание должно быть обращено на то, чтобы бетонная смесь после окончания формования изделия была уплотнена максимально и бетон имел высокую прочность.

Нами проведены опыты для исследования влияния степени уплотнения при экструзионном способе формования изделий на прочность бетона. В работу был включен следующий состав бетона: Ц — 458 кг, П — 792 кг, Ш — 985 кг при В/Ц=0,3 и жесткостью более 31с.

Образцы-кубы (размером 10х10х10 см) готовили на экструзионной установке, разработанной в КарГТУ. Полученные образцы извлекали из формы, взвешивали, определяли плотность и рассчитывали коэффициент уплотнения.

Часть отформованных образцов испытывали после твердения в нормальных условиях в течение 28 суток, а другую часть — после тепловлажностной обработки по режиму: 2+3+4+2 ч при изотермическом прогреве 80°C.

На рисунке (кривая 5) показаны результаты опытов в виде зависимостей между относительной прочностью бетона, выраженной в процентах (за 100% принята прочность бетонов при уплотнении способом экструзии), и коэффициентом уплотнения.

На этом же рисунке показаны кривые, полученные опытным путем другими исследователями такими, как Макферлейн, Гланвилль, Коллинз и Мэтьюз.

Кривые зависимости между прочностью при сжатии и величиной коэффициента уплотнения, полученные в опытах разных исследователей, почти одинаковы. Это свидетельствует о существовании объективной зависимости между прочностью бетона и степенью ее уплотнения.

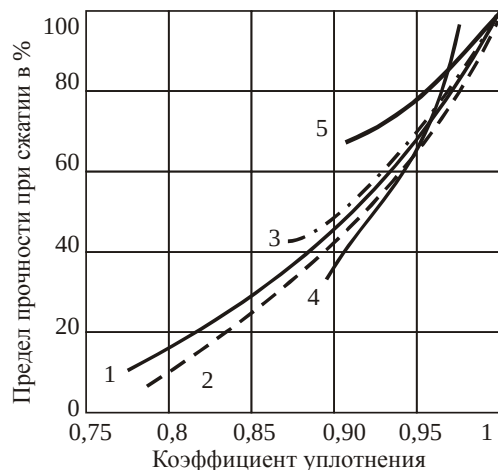
Аналогичная зависимость была получена Капланом, проводившим опыты с бетонными смесями трех составов — 1:3 с В/Ц=0,35; 1:6 с В/Ц=0,5 и 1:9 с В/Ц=0,66. Каплан доказал, что недоуплотнение бетона снижает не только его прочность при сжатии, но и другие важнейшие физико-механические свойства. Так, при недоуплотнении на 5% прочность бетона при сжатии снижается на 30%, прочность при изгибе — на 24%, модуль упругости — на 16%.

Из приведенных данных видно, что коэффициент уплотнения бетонной смеси после экструдирования также стремится к единице (см. рис.), что наименьший «порог» коэффициента уплотнения начинается с величины коэффициента порядка 0,9, это обусловлено лучшей способностью уплотнять бетонную смесь в экструдерах.

Предложенная нами методика определения коэффициента уплотнения более достоверно

характеризует свойства экструзионного бетона. Кроме того, эти данные согласуются с результатами наших аналитических исследований.

Влияние пористости бетона на его прочность общеизвестно. Оно было учтено Фере еще в 1891 г. в его формуле зависимости прочности бетона от пористости.



Данные зависимостей прочности бетона от степени его уплотнения, полученные: 1 – Макферлэйном; 2 – Либманом; 3 – Главилем и др.; 4 – Сорокером и др.; 5 – авторами статьи

Исследованиям влияния пористости цементного камня на основные свойства бетонов посвящено достаточное количество научных трудов. Однако сведений о пористости экструзионного гидрофобизованного бетона в научно-технической литературе мы не обнаружили. В этой связи были проведены соответствующие исследования.

Определение пористости в исследуемых образцах проводили с помощью микроскопа МБС-2 при увеличении порядка $\times 70$ с применением окулярной сетки и линейки.

Результаты определения размеров пор и степени макропористости в цементном камне, полученного путем экструзионного формования, приведены в табл. 1.

Таблица 1

РАЗМЕРЫ ПОР И СТЕПЕНЬ МАКРОПОРИСТОСТИ
В ЭКСТРУЗИОННОМ ЦЕМЕНТНОМ КАМНЕ
В ВОЗРАСТЕ 28 СУТОК

Состав эк- струзионног о цементного камня	Размер макропор, мкм			Степень макропористости, %		
	максим ум	миним ум	преоблада ющие (около)	максим ум	миним ум	преоблада ющие (около)
№1 без добавки	1,5	0,05	0,12	6,7	3,8	6,3
№2 с добавкой ГС-3	0,2	0,01	0,02	5,9	3,0	5,8

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Байджанов Д.О. Экструзионная технология железобетона. Караганда: КарГТУ, 2001. 165 с.
2. Соловьев В.И., Ергешев Р.Б. Эффективные модифицированные бетоны. Алматы: КазГосНТИ, 2000. 285 с.
3. Kaplan M.F. Effect of incomplete conolidation on compression and flexural strength, ultrasonic pulse velocity and dynamic modulus of elasticity of concrete // Iounal of American Concrete Institute. Vol.31. №31. №9. 1960.

Экструзионный цементный камень имеет плотную структуру. Качество макропористости улучшается у экструзионного цементного камня с гидрофобизирующей добавкой ГС-3 (табл. 1, состав №2). В цементном камне с гидрофобизирующей добавкой размер максимальных пор в 7 – 8 раз меньше при сравнении с размером пор такого порядка в цементном камне без добавок (состав №1). Степень макропористости также свидетельствует о высоком качестве макропористости исследуемого материала.

Совместно с В.И. Соловьевым, М.А. Сухановым проведены опыты по определению микропористости в цементном камне, полученном с помощью экструдера. Микропористость определяли с помощью ртутной порометрии.

Результаты опытов по определению пористости экструзионного цементного камня с помощью ртутной порометрии приведены в табл. 2. Микропористость у экструзионного цементного камня также хорошая, особенно у экструзионного цементного камня с добавкой ГС-3.

Суммарная микропористость у состава №2 почти в 2 раза меньше в сравнении с экструзионным цементным камнем без добавки (состав №1). Научно-практический интерес представляет вывод, что в экструзионном цементном камне и особенно в случае применения гидрофобизирующей добавки наблюдается сдвиг в сторону увеличения количества микропор с меньшим их радиусом (0,01-0,001 мкм). Полученная микропористость большей частью относится (по Г.И. Горчакову) к контракционным.

Таблица 2

РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТОВ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ
МИКРОПОРИСТОСТИ

Состав	Суммарная микропорист ость, см ³ /г	Радиус микропор, мкм			
		>1	1-0,1	0,1-0,01	0,01-0,001
№1 без добавки	0,1196	0,0026	0,0080	0,0551	0,099
№2 с добавкой ГС-3	0,0687	0,0016	0,0020	0,0500	0,015

Таким образом, полученное качество пор существенно улучшает основные свойства модифицированного экструзионного бетона.

УДК 624.15

Е.С. УТЕНОВ
В.Н. ПОПОВ

Определение допустимого расстояния между соседними фундаментами при строительстве в условиях существующей застройки

При проектировании зданий и сооружений, возводимых в условиях плотной городской застройки, возникает вопрос о выборе оптимального расстояния между близкорасположенными фундаментами. В действующих строительных нормах нет каких-либо рекомендаций по определению данного параметра. Имеются лишь региональные нормы ЛИСИ [1], согласно которым влияние загрузки основания вновь возводимым фундаментом на осадку существующего фундамента исключается при расстоянии между ними

$$l_{i\delta} \geq H_a, \quad (1)$$

где H_a — мощность сжимаемой толщи грунтов под новым фундаментом.

При расстоянии между указанными фундаментами

$$l_{i\delta} \geq 0,5 \cdot \bar{f}_a \quad (2)$$

их взаимное влияние оценивается как незначительное. Однако такой метод является весьма приближенным, так как не учитывает влияния многих факторов, проявляющихся при взаимодействии соседних фундаментов.

Главной причиной взаимного влияния близстоящих фундаментов на их осадки признано пересечение (перекрывание) активных зон загруженного основания. Отсюда следует, что условием определения допустимого расстояния l_{np} между фундаментами, исключающим их взаимное влияние, должно быть расположение соседних фундаментов на таком расстоянии, при котором обеспечивается изолированность обеих активных зон основания. В таком случае параметр l_{np} будет зависеть от размеров деформируемой зоны основания каждого фундамента, в частности, от выноса l_a зоны уплотнения, величину которого можно определить по формуле (рис. 1)

$$l_{a1} = \frac{B_{a1} - b_1}{2}, \quad l_{a2} = \frac{B_{a2} - b_2}{2}. \quad (3)$$

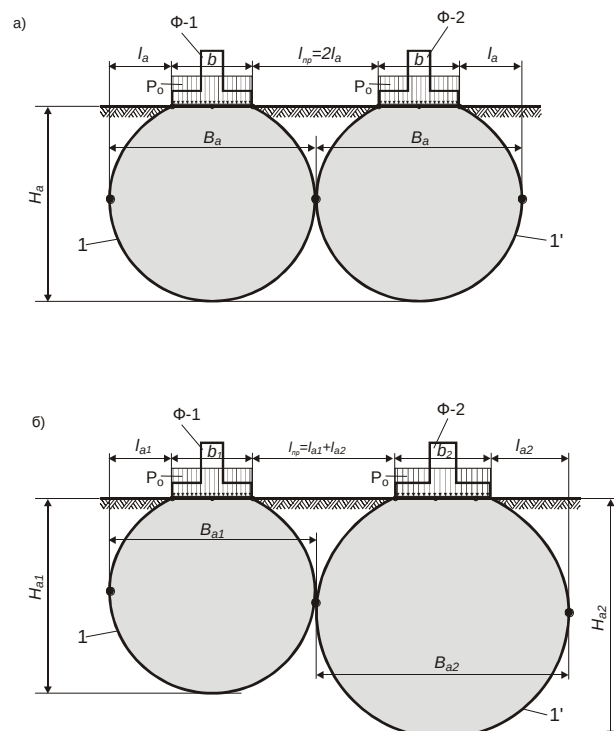


Рис. 1. Схемы для определения предельно допустимого расстояния между соседними фундаментами с учетом их взаимного влияния: а — случай взаимодействия одинаковых фундаментов; б — случай взаимодействия неодинаковых фундаментов; 1 и 1' — границы активных зон основания соседних фундаментов Φ-1 и Φ-2

Исходя из размеров активных зон 1 и 1' их оснований при взаимодействии одинаковых фундаментов можно принять (рис. 1, а):

$$l_{i\delta 1} = 2l_{a1}. \quad (4)$$

В случае взаимодействия неодинаковых фундаментов параметр l_{np} легко определить также с учетом размеров активных зон 1 и 1' (рис. 1, б):

$$l_{np2} = l_{a1} + l_{a2}. \quad (5)$$

В обоих случаях сближения фундаментов (рис. 1, а и б) расчет предельно допустимого расстояния l_{np} между ними сводится к определению параметра l_a их оснований, что видно из предложенных формул (4) и (5). Для оценки фактических размеров активной зоны основания в целях определения величины l_a нами предложены три метода, основанные на различных подходах к решению задачи.

Первый метод теоретический согласно которому вынос l_a зоны уплотнения основания ленточных фундаментов определяется построением изобары наибольших главных нормальных напряжений σ_1 ,

имеющей очертания окружности, исходя из следующего условия [4]:

$$\sigma_1 = \sigma_{\text{н} \delta}, \quad (6)$$

где $\sigma_{\text{н} \delta}$ — структурная прочность грунта при сжатии, величину которой для глинистых и песчаных грунтов предлагается определить аналитически с учетом их прочностных характеристик (C, φ) по нижеприводимым выражениям, полученным нами из условия разрушения естественной структуры грунта при уплотнении [2]:

для связных грунтов

$$\sigma_{\text{н} \delta} = \frac{1}{\xi_a} \cdot [(\xi_0 - \xi_a) \cdot p_{\text{н} \delta} + 2c \cdot \sqrt{\xi_a}], \quad (7)$$

а для несвязных грунтов, не обладающих сцеплением:

$$\sigma_{\text{н} \delta} = \frac{\xi_0 - \xi_a}{\xi_a} \cdot p_{\text{н} \delta}, \quad (8)$$

где $p_{\text{н} \delta}$ — эффективное давление, принимаемое для нормально уплотненных грунтов, равное бытовому давлению;

c — сцепление грунта;

ξ — коэффициент бокового давления грунта, находящегося в состоянии допредельного равновесия (покоя) [3];

ξ_a — коэффициент бокового давления грунта, находящегося в состоянии активного предельного равновесия, определяемый с учетом угла внутреннего трения грунта [3].

Второй метод эмпирический, по которому вынос l_a зоны уплотнения под квадратными и ленточными фундаментами можно определить с учетом прочностных характеристик (C, φ) грунта по формулам [4]:

$$l_a^{i \delta} / b = -0,43 + 0,565 H_a^{i \delta} / b, \quad (9)$$

$$l_a^{i \delta} / b = -0,43 + 0,565 (H_a^{i \delta} / b) \cdot K_{\sigma}^{\delta}, \quad (10)$$

$$H_a^{i \delta} / b = 0,596 + 0,046 / \sigma_{\text{н} \delta}, \quad (11)$$

где $l_a^{i \delta} / b$ и $l_a^{i \delta} / b$ — относительная величина выноса зоны уплотнения грунтов соответственно под квадратными и ленточными фундаментами;

$H_a^{i \delta} / b$ — относительная величина глубины зоны уплотнения грунтов основания квадратных фундаментов;

b — ширина подошвы фундамента, м;

$\sigma_{\text{н} \delta}$ — структурная прочность грунта при сжатии, МПа;

K_{σ}^{δ} — переходный коэффициент, определяемый по формуле:

$$K_{\sigma}^{\delta} = F_{\sigma}^{i \delta} / F_{\sigma}^{i \delta}, \quad (12)$$

где $F_{\sigma}^{i \delta}$ и $F_{\sigma}^{i \delta}$ — соответствующие для случаев плоской и пространственной задач площади эпюр коэффициентов влияния K_z нормальных напряжений $\sigma_z = \sigma_1$, возникающих под центром подошвы фундамента от действия нагрузки P_0 [3].

Значения этого коэффициента, подсчитанные по формуле (12) при заданных величинах $H_a^{i \delta} / b = 1,0; 1,5; 2,0; 2,5$, составили соответственно: $K_{\sigma}^{\delta} = 1,17; 1,27; 1,36; 1,45$. Для промежуточных значений $H_a^{i \delta} / b$ соответствующие значения K_{σ}^{δ} следует определять путем линейной интерполяции.

Третий метод эмпирический, в соответствии с которым вынос l_a зоны уплотнения основания квадратных и ленточных фундаментов можно определить с учетом деформационной характеристики (E_0) грунта по формулам (9) и (10), пользуясь следующей зависимостью [4]:

$$H_a^{i \delta} / b = 1,05 + 1,95 / E_0, \quad (13)$$

где E_0 — модуль общих деформаций грунта основания фундамента, МПа.

На рис. 2 показаны графики зависимости параметра l_a от величины фактической сжимаемой толщи основания H_a , построенные в относительных координатах по результатам, полученным применением рекомендаций различных авторов. Графики 1 и 3 получены по предлагаемой методике использованием соответственно эмпирических (9)-(10) и теоретических (по размерам изобары $\sigma_1 = \sigma_{\text{н} \delta}$) методов при заданных значениях H_a/b . Графики 2 и 2' построены по методике ОИСИ [4] по размерам изобар $\sigma_z = \sigma_{\text{н} \delta}$ соответственно для квадратных и ленточных фундаментов. Графики 4 и 4' показывают верхние и нижние пределы значений l_a , учитываемых при определении параметра $l_{\text{н} \delta}$ по методике ЛИСИ [1]. Сравнение графиков показывает, что методика ОИСИ дает весьма заниженные значения l_a , следовательно, существенно снижает надежность параметра $l_{\text{н} \delta}$. Заниженные результаты также дает методика ЛИСИ при использовании условия 2 (формула 2, график 4'), а применение условия 1 (формула 1, график 4) дает чересчур завышенные значения l_a , приводит к принятию параметра $l_{\text{н} \delta}$ с большим запасом без достаточного обоснования, поскольку оно не согласуется с экспериментальными данными (график 1 и 4). В то же время наше предложение об оценке выноса зоны уплотнения грунтов под ленточными фундаментами по размерам изобары $\sigma_1 = \sigma_{\text{н} \delta}$ находит экспериментальное подтверждение, так как графики 1 и 3 в пределах наиболее вероятных значений $H_a = 1b \dots 2b$ сближаются.

Пример расчета. Близкорасположенные ленточные фундаменты возводимого здания имеют глубину заложения $d = 2,6$ м; ширину подошвы $b = 2,0$ м; нагрузку на основание $P = 0,2$ МПа. Основанием служит супесь с характеристиками для образца, отобранного на глубине 2,6 м: $\gamma = 19 \text{ кН/м}^3$; $e = 0,60$; $W = 13,6$; $C = 0,019$ МПа; $\varphi = 29^\circ$; $E_0 = 11,8$ МПа.

Необходимо определить по предлагаемой методике допустимое расстояние между соседними фундаментами с учетом их взаимного влияния при полном загрузении основания.

Решение. Для определения параметра $l_{\text{н} \delta}$ при близком расположении одинаковых фундаментов (рис. 1, а) воспользуемся формулой (3), тогда решение

задачи сводится к определению выноса l_a зоны уплотнения основания.

А. Результаты расчета, выполненного теоретическим методом.

$P_{эф}=50 \text{ кПа}$; $\mu_0=0,3$; $\xi_0=0,43$; $\xi_a=0,33$; $\sigma_{смп}=0,081 \text{ МПа}$.

Для ленточного фундамента при $P_0=0,2 \text{ МПа}$ из условия $\sigma_1=0,405 \cdot P_0=0,081 \text{ МПа}=\sigma_{смп}$ построим изобару, для которой находим размеры $H_a/b=1,45$ и $l_a/b=0,34$. Тогда по формуле (4) определим искомый параметр $l_{np}/b=2 \cdot 0,34=0,68$; $l_{np}=0,68 \cdot b=0,68 \cdot 2 \text{ м} \approx 1,4 \text{ м}$.

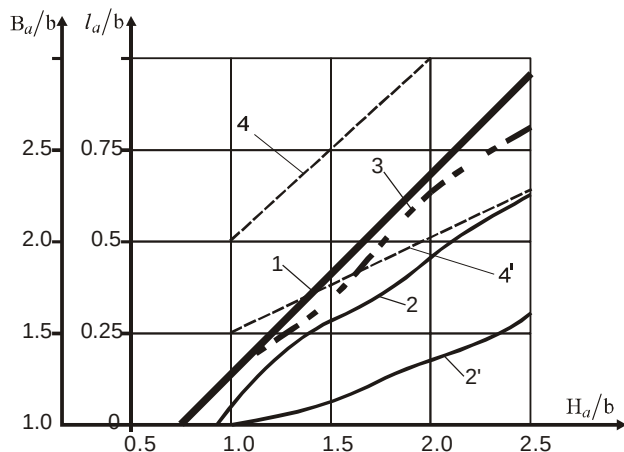


Рис. 2. Графики зависимости выноса l_a зоны уплотнения основания фундамента от ее глубины H_a :
1 и 3 — по предлагаемой методике соответственно по эксперименту и по теории при заданных значениях H_a/b ; 2 и 2' — построенные по методике ОИСИ, (соответственно для квадратных и ленточных фундамента) при заданных значениях H_a/b ; 4 и 4' — соответственно верхние и нижние пределы значений l_a по методике ЛИСИ

Б. Результаты расчета по эмпирическому методу с учетом прочностных характеристик грунта C и φ .

Воспользуемся формулами (10), (11) и (12).

$H_a^{I \cdot D} / b = 0,596 + 0,046 / 0,081 \approx 1,16$; этому значению соответствует коэффициент $K_\sigma^O = 1,2$;

тогда $l_a^{I \cdot E} / b = -0,43 + 0,565 \cdot 1,16 \cdot 1,2 = 0,36$; $l_{i \cdot \delta} / b = 2 \times \times l_a^{I \cdot E} / b = 2 \cdot 0,36 = 0,72$; $l_{np} = 0,72 \cdot 2 \text{ м} = 1,44 \text{ м}$;

В. Результаты расчета по эмпирическому методу с использованием деформационной характеристики грунта E_0 . Расчет ведем по формулам (10), (12) и (13)

$H_a^{I \cdot D} / b = 1,05 + 1,95 / 11,8 = 1,22$; этому значению соответствует коэффициент $K_\sigma^O = 1,21$;

при этом $l_a^{I \cdot E} / b = -0,43 + 0,565 \cdot 1,22 \cdot 1,21 = 0,41$; $l_{i \cdot \delta} / b = 2 \cdot l_a^{I \cdot E} / b = 2 \cdot 0,41 = 0,82$; $l_{np} = 0,82 \cdot 2 \text{ м} = 1,64 \text{ м}$.

Следовательно, имеем три значения l_{np} , полученные тремя способами: 1,4 м; 1,44 м; 1,64 м. Окончательно примем из них самое максимальное, как наиболее надежное значение $l_{np}=1,64 \text{ м}$.

Таким образом, предлагаемая методика, базирующаяся на результатах натурных экспериментов, позволяет по эмпирическим и теоретическим зависимостям вести расчет параллельно тремя методами, в том числе с использованием прочностных и деформационных характеристик грунта основания, что будет способствовать повышению достоверности и надежности выбора оптимального расстояния между близко возводимыми фундаментами проектируемых зданий.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Указания по устройству фундаментов около существующих зданий и сооружений / ЛенНИИпроект. Л., 1980. 56 с.
2. Утепов Е.С. К методике определения структурной прочности грунтов // Материалы Междунар. науч.-практ. конф. «Строительные материалы XXI века. Технология и свойства. Импортзамещение». Кн.2. Алматы, 2001. С. 138-141.
3. Цытович Н.А. Механика грунтов: Учебник для строит. вузов. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Высш. шк., 1983. 288 с.: ил.
4. Утепов Е.С., Попов В.Н. Методика определения фактических размеров деформируемой зоны оснований фундаментов // Тр. междунар. науч. конф. «Наука и образование — ведущий фактор стратегии «Казахстан-2030». Вып. 2. Караганда, 2002. С. 294-296.

УДК 691

И.У. ТОГАЙБАЕВ
В.Р. СЕРДЮК

Расширение спектра электрофизических свойств цементных бетонов

Обычный бетон находит широкое применение при строительстве различных зданий и сооружений, являясь основой большинства несущих и ограждающих конструкций, выполняя чисто строительные функции, в том числе и теплоизоляционные (ячеистый бетон). При производстве монолитных железобетонных конструкций высотных зданий все более широкое применение получает бетон прочностью на сжатие до 80-100 МПа. Рекордная прочность бетона при сжатии 62 МПа (1975г.) — была в два раза превышена в 1990 году. Результаты экстраполяции при сохранении предшествующих темпов роста позволяют

прогнозировать повышение максимальной прочности до 175-210 МПа [1].

Получение высокопрочного бетона обеспечивается целым комплексом технологических мероприятий, в том числе оптимальным подбором состава бетонной смеси, максимальным снижением водопотребности ($В/Ц$ не более 0,25), применением высококачественных, тщательно фракционированных заполнителей использованием эффективных добавок к бетонной смеси: суперпластификаторов, тонкодисперсного кремнезема и др.

Большой интерес для целого ряда отраслей представляет вопрос об изучении электрических свойств бетона и превращении его в электротехнический материал. Это вызвано тем, что использование электропроводных или электроизоляционных свойств цементного бетона открывает большие перспективы в строительстве, электротехнике и других отраслях. Обычный бетон нельзя рассматривать и использовать как электротехнический материал из-за большой нестабильности его проводящих и изоляционных свойств.

Работы по созданию специальных электропроводящих и электроизоляционных бетонов, которые наряду с доступностью сырьевых компонентов и необходимыми конструктивными характеристиками обладали бы заданными стабильными электрическими свойствами, были начаты в 30-е годы прошлого столетия в СССР, Англии, Германии, Франции [2-6].

Электрофизические свойства цементного бетона.

Диапазон удельных электрических сопротивлений новообразований цементного камня находится в пределах от 10^4 - $5 \cdot 10^7$ Ом·м. Эти цифры соответствуют данным, полученным многочисленными авторами. В воздушно-сухом состоянии удельное электрическое сопротивление цементного камня не опускается ниже 10^4 Ом·м и может достигать 10^9 - 10^{10} Ом·м [7-9].

В зависимости от соотношения между кристаллической и гелиевой частями гидратированных клинкерных минералов их удельное электрическое сопротивление может изменяться в пределах двух порядков таблица [8].

УДЕЛЬНОЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ
КРИСТАЛЛОГИДРАТОВ ЦЕМЕНТНОГО КАМНЯ

Новообразование	Удельное электрич. сопротивление, Ом·м
$(0,8-1,5)CaO \cdot SiO_2 \cdot (0,5-2,0)H_2O$	$9 \cdot 10^4 - 5 \cdot 10^7$
$3CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 6H_2O$	$8 \cdot 10^6 - 2 \cdot 10^7$
$4CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 12H_2O - 3CaO \cdot CaCl_2 \cdot 12H_2O$	$8 \cdot 10^6 - 2 \cdot 10^7$
$4CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 11H_2O$	$1 \cdot 10^5 - 3 \cdot 10^6$
Гидратированный C_4AF (при $t=175^\circ C$)	$1 \cdot 10^6$
$3CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 3CaSO_4 \cdot 32H_2O$	$6 \cdot 10^4$
$(1,7-2,0)CaO \cdot SiO_2 \cdot nH_2O$	$1,2 \cdot 10^4 - 6,7 \cdot 10^4$

Клинкерные минералы, продукты их гидратации и цементный камень в целом обладают ионным характером электропроводности, которая зависит от значения положительной энтропии кристаллов, степени кристалличности новообразований, количества адсорбционно-связанной воды и соотношения между основными компонентами. Свежеприготовленная бетонная смесь сама по себе является хорошим проводником электрического тока.

Электропроводность обычного бетона в зависимости от влажности изменяется в очень широких пределах. При насыщении бетона водой из-за перехода в жидкую фазу легкорастворимых ионов, содержащихся в цементной связке, он приобретает свойства полупроводника с удельным электрическим сопротивлением порядка 10^2 - 10^4 Ом·м, а при замораживании воды он становится плохим

проводником, теряя при этом механическую прочность. Удаление воды из бетона путем высушивания при температуре $100^\circ C$ сопровождается увеличением его удельного электрического сопротивления до 10^5 - $8 \cdot 10^6$ Ом·м.

Таким образом, при исключении попадания влаги в предварительно высушенный бетон, его можно рассматривать как технический диэлектрик. С точки зрения электрической, конструктивной, экономической эффективности наиболее подходящим вяжущим для его производства является портландцемент.

Диэлектрические свойства цементных бетонов.

Электрические свойства заполнителей бетона имеют высокое значение удельного электрического сопротивления — свыше $6 \cdot 10^{11}$ Ом·м [10,11]. Газовоздушные включения в бетонах также являются диэлектриком с высокой электрической прочностью. Поскольку и минеральный скелет цементного камня в сухом состоянии обладает высоким удельным электрическим сопротивлением (см. табл.), то диэлектрические характеристики цементных бетонов, прежде всего, зависят от влажности и состояния контактной зоны заполнителей, цементного теста и его свойств.

Высокие диэлектрические свойства бетона были использованы в 30-е годы прошлого столетия для изоляции токоведущего рельса в Парижском метро. В бетонную смесь, полученную на основе глиноземистого цемента, в момент ее изготовления вводилась добавка битуминозных веществ (до 250 кг/м^3) в виде эмульсии. Затвердевшие изделия впоследствии нагревали до 140 - $150^\circ C$, при этом удалялась свободная влага, а гидрофобизирующая добавка, расплавляясь, придавала стенкам пор и капилляров водоотталкивающие свойства. Такой бетон (бетон Ламберта) имел электрическое сопротивление 10 Ом·м, а бетонное изделие предварительно покрывалось лаком и имело водопоглощение не более 1% [12].

Бетон, предварительно высушенный, а затем покрытый или пропитанный различными изоляционными составами, применяется во многих странах для изготовления токоограничивающих бетонных реакторов [13,14].

Наиболее эффективным способом стабилизации электроизоляционных свойств бетонов является использование добавок, придающих бетону объемные гидрофобные свойства и увеличивающих его плотность. Ионообменные смолы, вводимые в бетонную смесь, обеспечивают снижение электропроводности за счет уменьшения концентрации ионов кальция в электролите, заполняющем поры и капилляры. Поверхностная пропитка и объемная гидрофобизация бетонных изделий и конструкций является наиболее простым технологическим приемом стабилизации их электроизоляционных свойств.

Изделия из электроизоляционного бетона нашли применение на линиях электропередач. Пропитка бетона петролатумом и другими добавками защищает находящуюся в нем стеклопластиковую арматуру от

возможного в процессе эксплуатации увлажнения, тем самым способствуя стабильности электрических и механических свойств изделий в целом.

Электротехнические бетоны.

В 60-е годы в Сибирском НИИ энергетики Сибирского отделения АН СССР на основе углеродсодержащих добавок были разработаны электротехнические бетоны (бетэлы) (рис.1) [15]. Такие бетоны отличаются от существующих строительных бетонов широким спектром свойств, назначением, составом. Они предназначены для работы в электроэнергетических схемах в качестве активного малоиндуктивного сопротивления и должны выдерживать без разрушения определенные электрические и, как следствие, тепловые нагрузки. Наличие в составе бетона проводникового компонента обеспечивает необходимую электропроводность.

В энергетике электропроводный бетон используется в первую очередь для изготовления различного рода электрических сопротивлений (резисторов), способных рассеивать при кратковременных режимах работы мощности от сотен до миллионов киловатт. Из бетэла могут изготавливаться заземляющие конструкции, стойкие против электрокоррозии при стекании с них постоянного тока. Такие конструкции необходимы при строительстве линий электропередач, контактной сети, фундаментов подстанций, заземлителей фундаментов производственных зданий.

Электропроводный бетон, как всякий резистивный материал, при прохождении электрического тока нагревается. Это позволяет использовать его для изготовления нагревательных изделий, одновременно выполняющих и конструктивные функции в зданиях и сооружениях самого различного назначения.

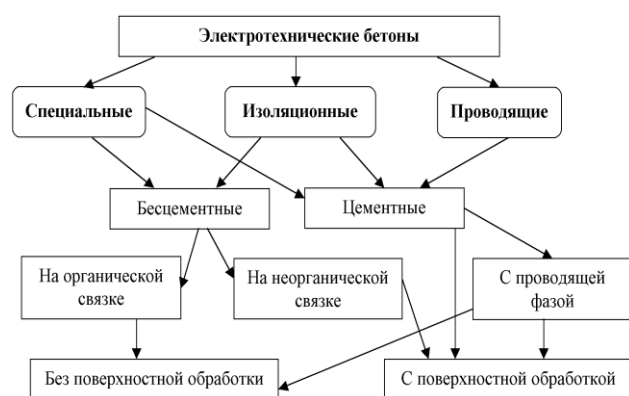


Рис. 1. Классификация электротехнических бетонов

Рассматривая электропроводные бетоны с позиции надежности, следует обратить внимание на весьма существенный фактор проектирования их состава, который впоследствии отражается на долговечности материала. Речь идет о тепловом и электрическом старении, которому подвержена электропроводная углеродсодержащая матрица.

Нестабильность электрического сопротивления бетэла обусловлена отсутствием адгезии между углеродом и цементным тестом, частичным

«выгоранием» электропроводной добавки и определенными фазовыми изменениями в цементно-углеродном камне. Локальный перегрев в контактах электропроводной матрицы ведет к накоплению дефектов в проводнике и диэлектрической прослойке. При переходе углерода из твердого состояния в газообразное увеличивается степень карбонизации цементного камня, обусловленная выделением CO_2 при окислении электропроводной добавки. Это является основным недостатком бетэла, который и ограничивает применение этого резистивного материала при длительных токовых и тепловых нагрузках. Обращает на себя внимание и то, что многочисленные зарубежные патенты на электропроводные цементные композиции, содержащие углеродные порошки, волокна без и с добавками электролитов предназначены, прежде всего, для использования в качестве антистатического материала, для изготовления полов, поглощения электромагнитных излучений, различного рода заземлителей.

Замена углеродсодержащего компонента электропроводного бетона металлическим во многом стабилизировала электропроводность и существенно расширила спектр электрофизических свойств и область использования бетона электропроводного металлонасыщенного (бетэла-м) (рис. 2) [16].



Рис. 2. Классификация и область использования металлонасыщенных электропроводных бетонов

Коэффициенты температурного линейного расширения металлического компонента и цементного камня при нагревании до $200^\circ C$ практически совпадают. Температуропроводность металлического компонента составляет $2,1 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2/^\circ C$, а цементного камня примерно в 40 раз меньше. Основным технологическим приёмом производства защитных бетэлов от ионизирующих излучений является создание технологических предпосылок синтеза повышенного количества железосодержащих новообразований.

Наличие реакционноспособных оксидов железа на поверхности проводника обеспечивает интенсификацию создания низкоосновных гидросиликатов кальция и гидрогранатов. Гидратированные металлосоодержащие новообразования включают в свой состав в 2,7-

4,7 раза химически связанной воды больше, чем гидросиликаты кальция, поэтому бетэл-м необходимо рассматривать как искусственно синтезированный материал для защиты от ионизирующих излучений, в котором металл «гасит» γ -излучение, а легкие ядра водорода химически связанной воды — нейтронные потоки [17].

Результаты сравнительных испытаний радиационно-защитных свойств бетэлов-м для энергий γ -квантов 60 -1270 КэВ, проведенных нами, показали, что толщина экрана может быть снижена на 55-18% в сравнении с обычным бетоном при соизмеримой средней плотности бетона. Бетэл-м плотной, особенно ячеистой, структуры является хорошей моделью для создания радиопоглощающих экранов. Отличием его проводникового компонента является наличие в его составе кислорода, который содержится в гематите (Fe_2O_3), магнетите (Fe_3O_4), юстините (раствор Fe_2O_3 в FeO), лапидокриде ($FeO(OH)$), а также в стехиометрическом шпинельном растворе, образованном компонентами [18]. В качестве проводникового компонента предусматривается использование шлифовальных шламов стали ШХ-15 (отхода производства подшипников). Лучшими и общепризнанными радиопоглощающими материалами являются ферриты (кубические кристаллы шпинельной структуры с большим содержанием Fe_2O_3 и, по крайней мере, еще

одного оксида, обычно двухвалентного металла). Кроме того, технология производства бетэла-м обеспечивает возможность изготовления многослойных изделий вариотропной структуры, различной формы, плотности и электропроводности.

Таким образом, дисперсный металлический компонент в составе бетэла-м является компонентом, обеспечивающим ему полифункциональные свойства. В зависимости от степени окисления поверхности металлического порошка он принимает участие в составе новообразований цементного камня, повышая тем самым его защитные свойства от ионизирующих излучений, температуропроводность и обеспечивает стабильность электрофизических свойств резистивного материала. Наличие на поверхности металлического компонента оксидных пленок и цементной диэлектрической связки исключает потенциально возможную спайку частиц металла при прохождении больших токов. Выделение и рассеивание тепловой энергии в теле бетэлового нагревателя с металлическим проводниковым компонентом происходит значительно быстрее, чем в углеграфитсодержащих нагревателях, что исключает накопление дефектов в электропроводной матрице и повышает долговечность резистивного материала.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Gregerson I. High-Strength concrete flexes at greater muscle // *Building Design and Construction*. 1991. Vol.32. №1. P. 64-67.
2. Тареев Б.М. Бетон как изоляционный материал // *Электричество*. 1934. №2.
3. Корсунцев А.В., Мерхалев С.Д. Влияние импульсных токов на механические характеристики бетона в опорах // *Электрические станции*. 1953. №8. С. 73-76.
4. Hammond E., Robson T. Comparison of Electrical Properties of Various Cement and Concrete. *The Engineer*. №№ 5165, 5166. 1955.
5. Meier H., Rubin H. Neumann B. Verfahren zur Erhöhung des elektrischen Leitwiderstandes von Bauteilen aus Beton. Patent №912910, an 3.6.1954.
6. Lambert E. U.S.P., 2038, 367, 1936.
7. Лейрих В.Э., Гендин В.Я. Электроизоляционные свойства бетонов при разных условиях эксплуатации // *Электричество*. 1968. №11. С. 81-84.
8. Электротехнические бетоны // *Тр. СибНИИЭ*. 1964. Вып.2 (21). 104 с.
9. Fritsch V. Der Ausbreitungswiderstand von Betonern. *Elektrotechnik und Maschinenbau*. 1971, 88. №8. P. 341-346.
10. Кобранова В.Н. Физические свойства горных пород. М.: Гостоптехиздат, 1962. 490 с.
11. Пархоменко Э.И. Электрические свойства горных пород. М.: Наука, 1965. 164 с.
12. Lambert E. Les betons isolants a haute resistance d'isolement et a haute rigidite dielectrique. *Bull. SFE*, 1940, 5ser., F.10. Paris. P. 257.
13. Тареев Б.М., Казарновский Д.М. Испытания электроизоляционных материалов. М.: Госэнергоиздат, 1958.
14. Михайлов М.М. Влагонепроницаемость органических диэлектриков. М.: Госэнергоиздат, 1960.
15. Электротехнические бетоны // *Тр. СибНИИЭ*. Вып.2(21). Новосибирск, 1964. 104 с.
16. Сердюк В.Р. Бетон электропроводный металлонасыщенный. Винница: Континент, 1993. 239 с.
17. Сердюк В.Р., Несен Л.М. Экранирующие и радиопоглощающие свойства бетэла-м // *Строительные материалы и изделия*. 1994. №1. С. 8-9.
18. Меркин А.П., Сердюк В.Р. Металлонасыщенные бетоны в качестве радиопоглощающих материалов // *Бетон и железобетон*. 1993. №2. С. 11-13.

Раздел 5

Промышленная безопасность. Экология

УДК 622.817.42, 622.822.352

*А.К. АКИМБЕКОВ
В.С. ХАРЬКОВСКИЙ
В.М. ПЛОТНИКОВ
А.С. ВЕДЯШКИН
Ю.А. МАХОВА
С.В. ХАРЬКОВСКИЙ*

Особенности затопления отработанного массива угольных шахт

Геомеханические процессы, протекающие в подработанной толще горных пород и сопровождающие их изменения гидрогеологических условий шахтных полей в процессе эксплуатации месторождения, достаточно хорошо изучены, что позволяет оценить ситуацию на момент прекращения деятельности угольной шахты.

При ликвидации шахты или группы вследствие прекращения водоотлива начинается восстановление запасов подземных вод за счет инфильтрации атмосферных и талых вод в местах выхода горизонтов на поверхности и через зоны техногенных трещин над выработанным пространством и в окрестности вскрывающих выработок, имеющих выход на земную поверхность. Затопление шахт в климатических условиях может занимать довольно длительное время, чему способствует существование в пределах общей депрессионной воронки на Промышленном участке за счет действующих шахт.

Процессы, протекающие в нарушенном массиве горных пород, при затоплении шахты в условиях Карагандинского бассейна являются недостаточно изученными. Геологическое строение

карагандинского угольного месторождения [1] определяет следующие основные специфические особенности его естественных гидрогеологических условий:

- водоносные комплексы пород ярусов отличаются по физико-механическим характеристикам и фильтрационным параметрам;
- слоистое строение вмещающей толщи предопределяет ярко выраженную профильную анизотропию проницаемости;
- питание водоносных горизонтов (угольные пласты и слои песчаников) происходит преимущественно за счет перетекания по площади их распространения и инфильтрации на выходах подрыхлые покровные отражения или непосредственно на поверхность;
- тектонические нарушения заполнены водопроницаемыми породами;
- на поверхности имеются водные объекты, заполненные мульды, шламо- и золотоотстойники, пруды-испарители и другие, за счет которых осуществляется подпитка водоносных комплексов.

При подземной разработке угольных пластов на промышленном участке наиболее широко применялись сплошные системы и системы длинных столбов с управлением горным давлением полным обрушением кровли. На ограниченных участках по отдельным пластам использовалась камерная система разработки, а также управление горным давлением полной закладкой выработанного пространства [2].

Деформационные процессы над очистными выработками на значительных площадях привели к изменению естественной проницаемости и емкостных свойств пород, создав новые источники и пути обводнения выработок. Скорость накопления воды и ее объемы зависят от метеорологических условий района, послеосадочного рельефа шахтного поля, наличия водных объектов и др. Деформации пород вокруг подготовительных выработок сравнительно малы и в меньшей степени влияют на изменение гидрогеологических условий.

В результате изгиба подработанных слоев над границами очистных работ происходят относительные сдвиги литологически различающихся слоев по их контактам, для которых характерно пониженное сцепление. Образующиеся при этом трещины, разделяющие отдельные слои или группы совместно прогибающихся слоев, являются магистральными трещинами или линейно концентрированными. Их раскрытие может изменяться от миллиметров до нескольких сантиметров. Отдельные смещения неровных плоскостей препятствуют их смыканию, в результате чего они на длительные сроки остаются хорошими аккумуляторами и проводниками воды и метана, обуславливая значительную фильтрационную анизотропию подработанного массива.

При изгибах слоев образуются также секущиеся трещины. Частота и раскрытие всех видов трещин сдвижения зависят от прочности и пластичности подработанных пород. Слои глинистых пород, представленные аргиллитами и алевролитами, способны выдерживать без образования трещин в несколько раз большие деформации, чем песчаники. Поэтому на некотором удалении от выработанного пространства среди слоев деформированных прочных песчаников сохраняется слой более слабой глинистой породы с практически неизменной естественной трещиноватостью и проницаемостью.

Этот слой делит подработанную толщу на две зоны:

- верхнюю, которая не связана с выработанным пространством, в которой слои пород сохраняют свои фильтрационные характеристики;

- нижнюю, в которой трещины образуют систему сообщающихся с выработанным пространством каналов, способных накапливать воду и метан.

В результате образования зоны газоводопроводящих трещин при разработке угольных пластов подземным способом происходит нарушение естественного режима водоносных горизонтов, характер которого во многом зависит от условий, формирующихся на техногенных контурах дренажа (границы горных выработок, боковые и верхняя границы зоны газо-водопроводящих трещин).

Разгрузка подземных вод при этом происходит на фоне изменения проницаемости массива горных пород за счет развития техногенной трещиноватости, которая наследует естественную структуру массива, зависит от его литологических особенностей, вынимаемой мощности пласта, размеров очистной выработки, вставленных межлавных целиков и других техногенных факторов.

Масштабы нарушений естественного режима подземных вод характеризуются размерами воронок депрессий и понижений напоров в водоносных горизонтах, дренируемых горными выработками шахт. При этом необходимо учитывать, что глинистые породы при их размыкании через определенный временной период становятся водонепроницаемы.

Геологическая структура Промышленного участка Карагандинского угольного бассейна предопределила форму единой депрессивной воронки вокруг выработок ранее погашенных и ликвидированных в последнее десятилетие шахт. Форма воронки близка к круговой, и режим фильтрации при наличии действующей на глубоких горизонтах шахты может долго сохраниться неустановившимся, а значительную долю в питании горизонтов и затоплении погашенных выработок может составлять перетекание по площади воронки, слоями (каскадом), разделенными слоем водонепроницаемых набухших глинистых пород. Питание горизонтов, восполняющее статические запасы подземных вод и стабилизирующее их режим в многолетнем цикле, происходит за счет инфильтрации на их выходах, а также на выходах зон газоводопроводящих трещин к поверхности.

В условиях затрудненного просачивания атмосферных и талых вод инфильтрационное питание бывает, как правило, основным источником пополнения ресурсов водоносных горизонтов, поскольку проявляется на площадях воронок вокруг ликвидированных шахт, достигающих многих десятков квадратных километров. Кроме того, подземные воды пополняются за счет утечек из водоводов и канализации на подработанных застроечных территориях и по трассам инженерных коммуникаций.

Восстановление уровня подземных вод до первоначального на полях погашенных шахт займет достаточно длительный промежуток времени из-за наличия действующей шахты (им. Костенко), водоотлив которой поддерживает сформировавшуюся за продолжительные годы разработки месторождения единую депрессионную воронку. В пределах погашенных за последнее десятилетие или в предшествующие годы шахт возможно лишь частичное саморегулируемое каскадное затопление выработанных пространств. Схема частичного саморегулируемого затопления погашенной очистной выработки приведена на рисунке.

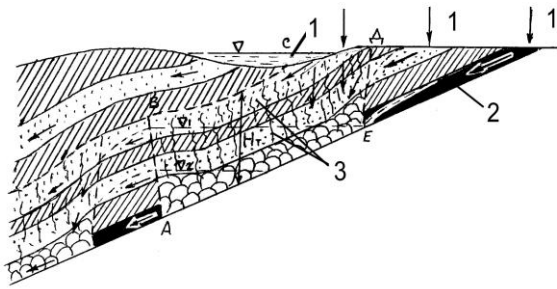


Схема каскадного затопления горных выработок

Атмосферные и тепловые воды (1) питают водоносные горизонты в угольном пласте (2) и песчаниках (3) на их выходах на поверхность и на выходе зоны водопроводящих трещин (участок СД) высотой H_m над погашенной очистной выработкой. При этом в весенний период снеготаяния уровень затопления за счет поступления талых вод, в том числе и затапливаемой мульды (участок СД), повышается и занимает положение Δ_1 . При отсутствии инфильтрации в зимний период уровень падает до положения Δ_2 . Положение уровней Δ_1 и Δ_2 зависит от количества атмосферных осадков и талых вод, размеров и фильтрационных характеристик слоев песчаников и угольного целика, нарушенных техногенными трещинами при подработке, на участке, разделяющем два смежных объема горного массива. В этой связи выход метана на поверхность с большей вероятностью следует ожидать (помимо периодов понижения атмосферного давления) во время наибольшей инфильтрации, т.е. весной при активном таянии больших запасов снега.

Система саморегулируемого каскадного затопления поддерживается за счет водоотлива действовавших шахт. Это зафиксировано в Карагандинском бассейне, где в последнее десятилетие в результате планомерного погашения шахт на Промышленном участке происходит накопление и поднятие уровня подземных вод в каскаде вдоль границ с шахтой им. Костенко.

Выемка угольных пластов подземным способом привела к нарушению состояния естественного равновесия пород и их сдвигению, проявляющемуся в образовании на земной поверхности мульды сдвижения.

Процесс сдвижения земной поверхности на этапе подземной разработки угольных пластов протекает неравномерно во времени. По степени влияния процесса на подрабатываемые охраняемые объекты его продолжительность принято разделять на общую и период опасных деформаций [3]. Общая продолжительность процесса сдвижения земной поверхности T обратно пропорциональна глубине разработки H_{cp} и скорости подвигания очистного забоя V_z . При $H_{cp}=100$ м и $V_z=40$ м/мес., $T=2$ мес., при $H_{cp}=700$ м и $V_z=40$ м/мес., $T=22$ мес., при $H_{cp}=700$ м и $V_z=100$ м/мес., $T=10$ мес.

Период опасных деформаций составляет около 50% от общей продолжительности процесса сдвижения земной поверхности. Активное развитие процесса сдвижения отмечается при отходе лавы от

разрезной печи на расстояние, равное $0,3H_{cp}$. Затем в сдвигении находится участок длиной, примерно равной $L=H_{cp}$, середина которого по направлению движения лавы расположена в плане над очистным забоем. После остановки очистного забоя у демонтажной камеры процесс сдвижения заканчивается практически полностью.

Процесс сдвижения земной поверхности от влияния выработки угольных пластов для каждого из ликвидированных шахт на данный момент можно считать закончившимся [2]. После окончания процесса сдвижения земной поверхности от влияния выемки угольных пластов скорости оседания не превышают 4 мм/мес., а максимальные оседания в мульдах сдвижения достигают 90% от суммарной вынудой мощности пластов при полной подработке (при отношении длины лавы D_1 и длины столба D_2 к средней глубине разработки H_c , $D_1/H \geq 1,4$ м, $D_2/H_{cp} \geq 1,4$). При неполной подработке (несоблюдение, как правило, первого из вышеприведенных условий) оседания не превышают 10% при $D_1/H \leq 0,25$, составляют 10%÷60% при $0,25 < D_1/H_{cp} \leq 0,6$ и 60%÷90%, при $D_1/H_c > 0,6$. Суммарная приведенная мощность техногенных трещин и полостей расслоения равняется при этом разности между вынудой мощностью и максимальным оседанием.

Меньшие (по сравнению с полной подработкой) оседания земной поверхности при неполной подработке обусловлены оставлением околострековых межлавных целиков. Еще меньшие оседания наблюдаются при камерной системе при регулярном оставлении устойчивых междуканнерных целиков, что подтверждает каскадное затопление нарушенного массива.

При затоплении шахты процесс сдвижения земной поверхности может возобновиться за счет изменения физико-механических характеристик угля в межлавных и междуканнерных целиках и в целиках у геологических нарушений, а также в породах под ними (т.е. в зонах повышенного горного давления). По контуру предохранительных целиков, оставленных по всем отработанным пластам для охраны промплощадок шахт и других объектов и построенных под одним углом сдвижения, концентрируется опорное давление (со стороны выработанного пространства).

Оседание под границами целиков следует ожидать как от уменьшения прочности угля и его несущей способности, так и за счет пластического течения аргиллитов и алевролитов из зон повышенного горного давления в соседние с ним разгруженные от давления зоны в выработанном пространстве. На участках полной подработки возможны незначительные поднятия земной поверхности за счет заполнения пор и трещин в породах и восстановления первоначального гидростатического давления в водоносных комплексах.

Наибольшая активизация процесса сдвижения ожидается на двух стадиях [4, 5] затопления шахтного поля:

а) замачивание глинистых пород массива;

б) переход в результате размокания в пластические состояния аргиллитовых слоев массива.

Замачивание глинистых пород массива соответствует условию перехода их компонентов в полутвердое состояние, что отвечает условию снижения эффективной пористости на 13 процентов глинистости и коэффициенту крепости по шкале Протодьяконова аргиллита и алевролита до 1 [4, 5]. Переход аргиллита в пластическое состояние до 0,5 по шкале Протодьяконова способствует снижению эффективной пористости [4, 5].

Условия просадки массива [1]

$$\frac{\eta_{i\delta} S}{H_{i\delta} S} = \frac{\Delta W_{i\delta}}{1 + W_e}, \quad (1)$$

где η_{np} — величина просадки массива при исследовании процесса сдвижения;

ΔW_{np} — коэффициент пористости при просадке;

S_{Σ} — суммарная мощность глинистых пород массива, принятых к анализу;

W_u — исходная пористость и пустотность массива;

S — площадь массива, принятая к анализу.

Процесс изменения пористости массива горных пород ликвидируемых шахт определяется начальным состоянием массива, физико-механическими особенностями горных пород, горнотехническими условиями разработки. Оценку пустотности массива в результате ведения горных работ проводим по критерию Френкеля [6], характеризующему изменение единицы объема твердой фазы к изменению единицы объема связанных с ней пор.

$$\alpha_f = \frac{\Delta V_1 \cdot V_0}{V_0 \cdot \Delta V_2}, \quad (2)$$

где α_f — критерий Френкеля;

ΔV_1 — изменение единицы объема массива в результате выемки определенной горной массы;

ΔV_2 — изменение объема пористости в блоке (вынутая горная масса) для единицы объема;

V_0 — объем горных пород, подвергающихся анализу (объем блока, массива).

Критерий Френкеля характеризует принятую систему разработки и ориентировочно колеблется от 0,002 до 0,06 для Карагандинского бассейна. Критерий дополнительной пористости массива в результате ведения горных работ определяется из условий степени сцементируемости горных пород

$$\alpha_f = \frac{C_f (1 - W_0)}{1 - C_f (1 - W_0)}, \quad (3)$$

где W_0 — пористость нетронутых массива;

C_f — критерий сцементированности массива, определяется как произведение модуля всестороннего сжатия на сжимаемость среды.

Осреднение показателей по рассматриваемому массиву производится по мощности слоя пород или полезного ископаемого и по усреднениям массива

$$W_0 = \frac{\sum_{i=1}^n W_{0i} h_i}{H}, \quad (4)$$

где W_{0i} — пористость i -го слоя;

h_i — мощность i -го слоя;

H — мощность массива.

$$\bar{h} = \sum_{i=1}^n h_i, \quad (5)$$

где m_{0i} — начальная пористость i -го компонента массива.

Исходная пустотность массива оценивается закономерностью

$$W_e = 1 - \frac{\alpha_f}{C_{\Sigma} (1 + \alpha_f)}, \quad (6)$$

где W_u — исходная пустотность.

Просадка массива при замачивании массива проявится при приведенной мощности глинистых компонентов массива, подвергающихся увлажнению:

$$\bar{I}_{\Sigma}^{\delta} = \frac{v_0}{(1 - v_0)} \frac{f_{\Sigma} \sigma_{i\delta} \bar{I}_{\Sigma}^{\delta}}{\bar{I}_{\Sigma}^{\delta} \rho g}, \quad (7)$$

где $\bar{I}_{\Sigma}^{\delta}$ — приведенная мощность увлажненных глинистых компонентов;

H_{Σ} — суммарная мощность глинистых пород массива;

$H_{\Sigma m}$ — высота водопроводящих трещин;

v_0 — приведенный критерий Пуассона нетронутых массива;

ρ — плотность глинистых пород.

Условия изменения плотности определяются как

$$\rho = (\rho_c - \rho_e)(1 - W_u), \quad (8)$$

где ρ_c — плотность слоя;

ρ_e — плотность воды;

σ_{np} — практическое давление замачивания 5 МПа [4];

f_{Σ} — предельный коэффициент крепости по шкале Протодьяконова глинистых пород при замачивании ($f_{\Sigma}=1$).

Проведенные расчеты свидетельствуют, что при замачивании массива его просадка за счет уплотнения глинистых компонентов не происходит. Образование водонепроницаемого слоя аргиллита отвечает условиям:

$$\bar{I}_{\Sigma}^{\delta} = \frac{f_{\Sigma} v_0}{(1 - v_0)} \frac{\sigma_{i\delta} \bar{I}_{\Sigma}^{\delta}}{\bar{I}_{\Sigma}^{\delta} \rho_i g}. \quad (9)$$

Проверка зависимости (9) свидетельствует, что пропитка слоя приведенной мощности аргиллита 0,5 метра в течение 4...10 месяцев делает его водонепроницаемым, что отвечает условиям видов глинистого цемента при коэффициенте фильтрации $5 \cdot 10^{-3} \dots 3 \cdot 10^{-3}$ см/с, характере времени $5 \cdot 10^{-5} \dots 1,2 \cdot 10^{-5}$ с и исходной пористости 0,2...0,1.

Следовательно, пропитка порового пространства ликвидируемых угольных шахт производится

каскадно, за счет образования водонепроницаемых слоев.

Аккумуляция вод в каскаде:

$$V_{i\delta}^c = Q_c \cdot t, \quad (10)$$

где $V_{i\delta}^c$ — объем заполненных пор массива водой;

Q_c — водоприток в анализируемый слой;

t — время периода исследования.

$$Q_c = \sum_i^n \frac{a_{oi} \rho_B W_i g}{\mu_B (1 - W_i)} \cdot a_i H_K, \quad (11)$$

где W_i — пористость слоя массива;

a_{oi} — просвет водопроводящих пор;

μ_i — динамическая вязкость Фмосита;

a_i — просвет пор на этапе уплотнения и

слеживаемости массива, определяемый по

исходной пустотности и числу Френкеля;

H_K — приведенная мощность каскада.

При пропитке слоя аргиллита большей мощности происходит эффект суффузии — разрушение водонепроницаемости, т.е.

$$H_{ap} < 1 \text{ м}, \quad (12)$$

где H_{ap} — мощность аргиллитовых прослоев массива.

Закономерность (12) применительно к условиям Караганды срабатывает при снижении в анализируемом массиве мощности глинистых компонентов менее 1 метра. Полное уплотнение массива за анализируемое время определяется степенью консолидации уравнением [4]:

$$\eta = H_e U_0, \quad (13)$$

где η — осадок толщи пород за анализируемый период;

H_e — вынутая мощность массива;

U_0 — степень консолидации.

Смачиваемость массива ликвидируемых шахт происходит за счет уменьшения пористости под действием воды и насыщений части пустотности массива за счет фильтрации.

Величина максимального оседания массива определяется как

$$\eta = \dot{I} \frac{W_e - W_c}{1 + W_e}, \quad (14)$$

где H — глубина залегания слоя;

W_u — исходная пустотность;

W_c — пористость массива, отвечающая условиям стабилизации массива.

Степень консолидации (уплотнения массива) при учете затопления шахтного поля определяется

$$\eta = \eta_i U_0, \quad (15)$$

где η — осадка массива за длительное время;

η_i — полная стабилизированная осадка массива с

учетом его увлажнения;

U_0 — степень консолидации.

$$U_0 = 1 - \frac{8}{\pi^2} \left[1 - \frac{8}{\pi^2} \left(e^{-N} + \frac{1}{9} e^{-9N} + \dots \right) \right]. \quad (16)$$

Для определения степени консолидации массива ликвидируемой шахты находим величину коэффициента консолидации

$$C_v = \frac{\hat{e}_\delta}{\beta_1 \rho_a g}, \quad (17)$$

где β_1 — сжимаемость скелета массива;

C_v — коэффициент консолидации;

κ_ϕ — коэффициент фильтрации воды;

ρ_e — плотность воды;

g — ускорение силы тяжести.

Величина постоянного множителя

$$N = \frac{\pi^2 \tilde{N}_v}{4h^2} t, \quad (18)$$

где t — время стабилизации осадки массива;

h_i — мощность вынутой толщи массива.

Приведенные закономерности позволяют конкретизировать условия протекания флюсита в пределах отработанного шахтного поля и констатировать как теоретически, так и экспериментально каскадное затопление и распределение водотоков по отдельным группам пластов в пределах месторождения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Геология СССР / Гл. ред. Е.А. Козловский. Том XX. Центральный Казахстан. Полезные ископаемые. В 2 кн. Кн. 1 / Под ред. И.В. Орлова. М.: Недра, 1989. 541 с.
2. Ведяшкин А.С. Научные основы безопасной разработки угольных пластов подводными объектами / ЦНТН. Караганда, 2001. 137 с.
3. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. М.: Недра, 1981. 288 с.
4. Цитович Н.А. Механика грунтов. М.: Высшая школа, 1979. 272 с.
5. Газоопасность угольных бассейнов и месторождений СССР. Т. II. Карагандинский угольный бассейн / Ермеков М.А. и др. М.: Недра, 1979. С. 7...87.
6. Механизм насыщенности пористых сред / Николаевский В.Н. и др. М.: Наука, 1970. 338 с.

УДК 331.463:622(574)

Г.С. САТТАРОВА

Статистический анализ травматизма на шахтах
Карагандинского угольного бассейна

Как показывают данные Министерства труда и социальной защиты населения, в 2002 г. в отраслях экономики Республики Казахстан в условиях, не отвечающих санитарно-гигиеническим нормативам, занято 19,5% всех работников. Ежегодно на производстве происходит около 3 тыс. несчастных случаев, при этом погибает в среднем 300 человек; неуклонно растет уровень профессиональной заболеваемости; недопустимо велики социальные и материальные последствия несчастных случаев и профессиональных заболеваний. Ежегодно производственный травматизм становится причиной инвалидности примерно 500 человек.

Из этих данных 50% составляют работники горной промышленности. Для горняков, при прочих равных условиях, в силу специфики технологического процесса, состояние охраны труда является определяющим фактором сохранения здоровья, поскольку даже весьма эффективные комплексы инженерных средств борьбы с вредными факторами далеко не всегда обеспечивают снижение их уровней до допустимых величин. Особой тяжестью и напряженностью отличаются условия труда при выполнении подземных горных работ, когда действие на организм человека больших концентраций пыли, высокий уровень вибраций и шумов усугубляется психоэмоциональными нагрузками, отсутствием естественного освещения, неблагоприятным микроклиматом, ограниченностью пространства (вынужденные позы), наличием активных газов. Все это приводит к высокому уровню травматизма, серьезным нарушениям состояния здоровья, развитию профессиональных и производственно обусловленных заболеваний.

На основании проведенных исследований установлено, что основными видами несчастного случая на шахтах Карагандинского угольного бассейна остаются (рис. 1): падения, обрушения, обвалы предметов, воздействие движущихся, разлетающихся предметов, падение человека с высоты. Основными причинами этого являются (рис. 2): неудовлетворительное содержание и недостатки в организации рабочих мест, нарушение технологического процесса, неудовлетворительная организация производства работ, неприменение средств индивидуальной защиты, нарушение техники безопасности транспортных средств, недостатки в обучении безопасным приемам труда, нарушение трудовой и производственной дисциплины.

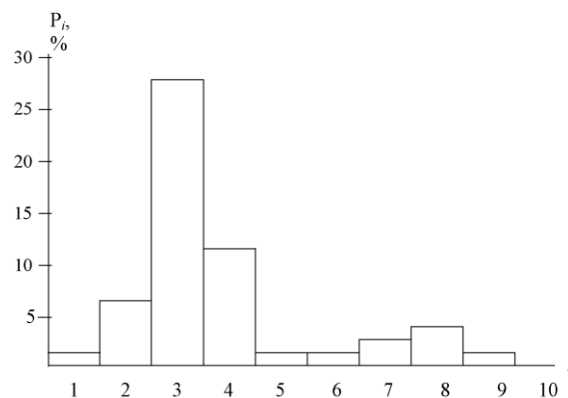


Рис. 1. Гистограмма распределения травматизма по видам: 1 — дорожно-транспортные; 2 — падение человека с высоты; 3 — падения, обрушения и обвалы предметов; 4 — воздействие разлетающихся и вращающихся предметов; 5 — поражения электрическим током; 6 — воздействие экстремальных температур; 7 — воздействие вредных веществ; 8 — физические перегрузки; 9 — повреждения в результате контакта с животными; 10 — прочие

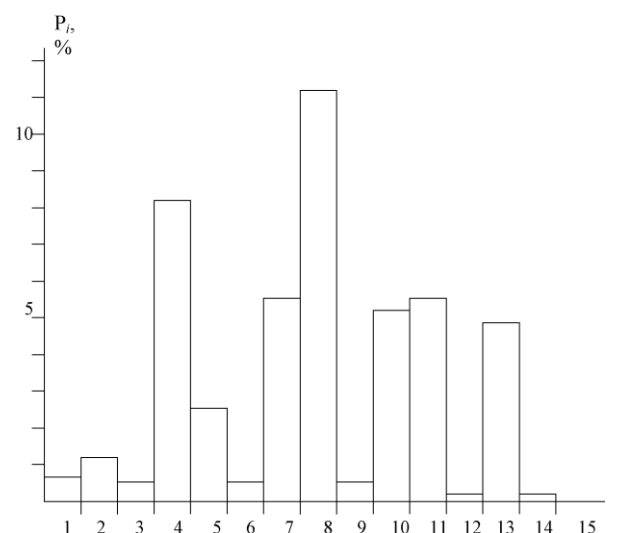


Рис. 2. Гистограмма распределения травматизма по причинам: 1 — конструктивные недостатки; 2 — эксплуатация неисправных машин; 3 — несовершенство технологического процесса; 4 — нарушение техпроцесса; 5 — нарушение ТБ транспортных средств; 6 — нарушение правил дорожного движения; 7 — неудовлетворительная организация производства работ; 8 — неудовлетворительное содержание и недостатки в организации рабочих мест; 9 — неудовлетворительное техническое состояние зданий, сооружений, территорий; 10 — недостатки в обучении безопасным приемам труда; 11 — неприменение СИЗ; 12 — неприменение средств коллективной защиты; 13 — нарушение трудовой и производственной дисциплины; 14 — использование работающего не по специальности; 15 — прочие

При исследовании коэффициента частоты (K_c) и коэффициента тяжести (K_m) на примере шахт Карагандинского угольного бассейна выявлено, что при уменьшении K_c увеличивается K_m (рис. 3). Это говорит о том, что при уменьшении количества травм их тяжесть увеличивается, т.е. в большей части остаются травмы только с серьезными последствиями, а мелкие травмы исключаются. Выделив на графике зону, отвечающую этой возможности, констатируем, что есть какое-то допустимое значение $\hat{E}_+^a$ и $\hat{E}_0^a$,

определяющее условия, что при наличии производства с особо опасными условиями труда полностью исключить травматизм практически невозможно.

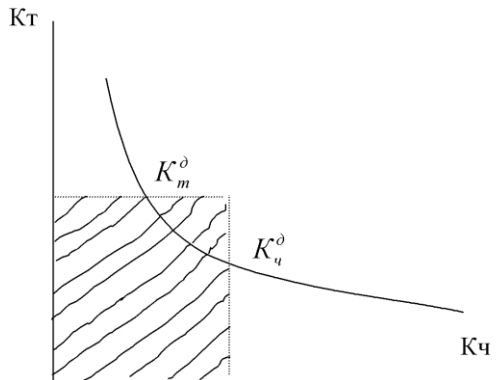


Рис. 3. Зависимость коэффициента тяжести от коэффициента частоты

Функциональные значения будут считаться допустимыми только для конкретных условий труда с учетом географического места расположения предприятия, принятого технологического проекта, произведенного профессионального отбора кадров, системы управления, организации и ведения работ и других особенностей предприятия.

На уровень травматизма влияет большое количество факторов. Основные из них — это возраст пострадавшего, стаж работы по профессии, день недели, время года. Под влиянием того или иного фактора наблюдается изменение уровня травматизма на предприятиях горной промышленности.

На основании анализа полученных данных по шахтам Карагандинского угольного бассейна можно констатировать, что чаще травмируются рабочие в возрасте 35-45 лет, которые имеют стаж по данной профессии 10-20 лет (рис. 4). Данные свидетельствуют, что с увеличением стажа работы уменьшается вероятность того, что работник допустит ошибку при выполнении своих обязанностей, которая приведет к аварии или несчастному случаю. Тем самым, надеясь на свой большой стаж работы, эти люди все же допускают нарушения техники безопасности, стараясь облегчить свой труд и сэкономить свои силы, что создаёт условия аварийных ситуаций и получения травмы. Кроме того, в возрасте 35-45 лет у людей наблюдается некоторое снижение функции, дисфункции сердечно-сосудистой системы, особенно сосудов головного мозга, которые приводят к снижению памяти, зрения, слуха, внимательности. Это сопровождается неадекватной реакцией на аварийные ситуации. Работники не могут быстро сориентироваться и предпринять какие-либо меры по предотвращению опасных ситуаций, которые приводят к травме.

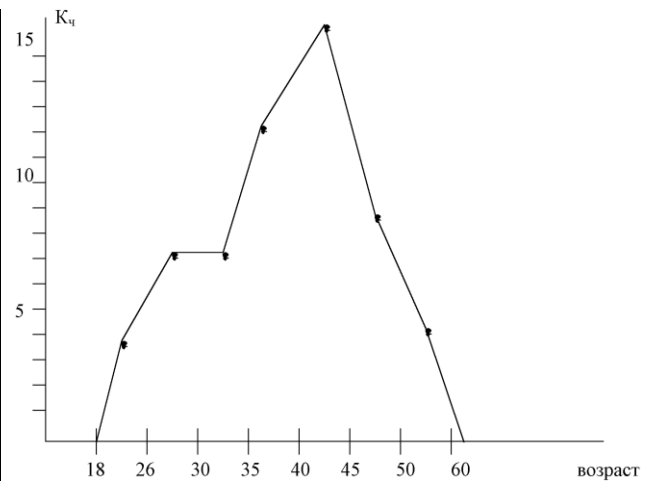


Рис. 4. Значение коэффициента частоты несчастных случаев

Рабочие моложе 35 лет имеют меньший стаж работы. Недостаточный опыт работы сказывается на уровне травматизма, при аварийной ситуации, они теряются и могут предпринять неправильные действия по предотвращению травм. В силу этого у них сравнительно высокий уровень травматизма.

У работников старше 45 лет с опытом работы более 20 лет наблюдается снижение уровня травматизма. Причиной снижения могут быть поведенческий и психологический мотивы, у работников меняется отношение к труду, какие-то действия у них за многолетний период работы выработались до автоматизма, они более осторожны в своих действиях. Имея большой опыт работы, они могут быстро среагировать на опасную ситуацию, способны моментально сориентироваться в этой ситуации и принять какие-то меры по предотвращению несчастного случая (вовремя увернуться, отскочить, при падении принять безопасную позу и т.д.). Зачастую несчастные случаи происходят не по вине самого пострадавшего, а по причине каких-то непредвиденных явлений.

Если рассматривать распределение травматизма по дням недели на одной из шахт Карагандинского угольного бассейна, то прослеживается тенденция снижения числа травм к концу недели (рис. 5).

В горном производстве суббота и воскресенье не являются выходными днями, как у других. В эти дни предприятие работает в режиме поддержания производства. Например, на некоторых шахтах в воскресенье добычные работы не ведутся, а в основном проводятся ремонтные работы. Таким образом, количество работающих снижается, тем самым снижается уровень травматизма.

Количественный анализ травматизма в течение года и за несколько лет показывает, что к концу года число травм уменьшается, а повышается весной, в основном в апреле месяце (рис. 6). Это можно объяснить наличием гиповитаминоза — пониженного содержания витаминов в организме человека. Гиповитаминоз приводит к снижению работоспособности у шахтеров, рассеянному вниманию, понижению иммунитета, снижению зрения, реакции на опасные ситуации, а также к снижению качества работы. К концу года наблюдается уменьшение количества травм. Это можно объяснить тем, что за летний и осенний период организм человека насыщается витаминами, следовательно, у него повышается работоспособность. Кроме этого в холодное время года у человека мобилизуются защитные функции (силы) организма.

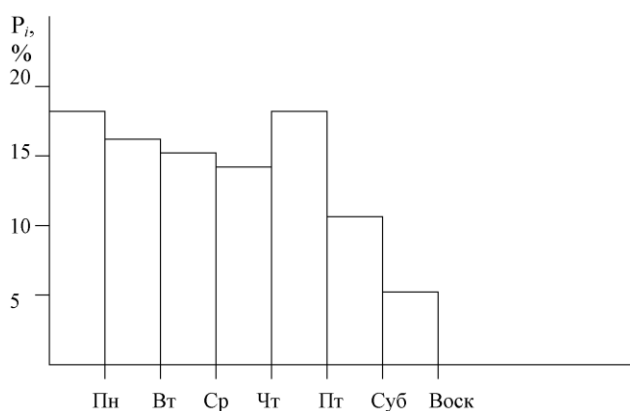


Рис. 5. Распределение количества несчастных

случаев по дням недели

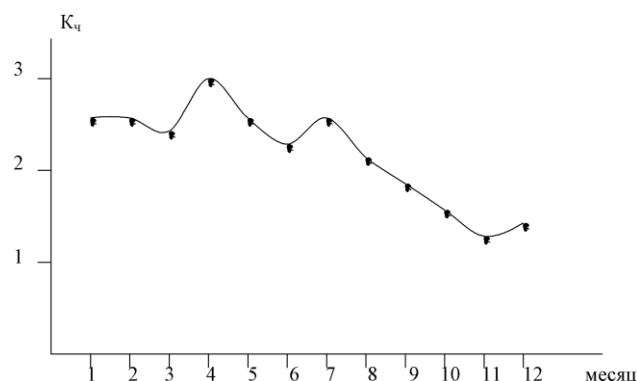


Рис. 6. Распределение количества пострадавших по времени года

Все это позволяет разработать рекомендации по снижению уровня травматизма, запланировать мероприятия по устранению причин появления несчастного случая и профессиональной заболеваемости, а также определить качественные параметры инженерного риска.

УДК 628.33.66.067

Б.Т. КОЖАХМЕТОВ

Исследование очистки сточных вод от нефтепродуктов и математическая обработка полученных результатов

Остаточная концентрация нефтепродуктов, присутствующих в оборотной воде, приводит к нарушению технологического процесса обогащения. В данную группу примесей входят нефть, керосин, мазут и различные аполиарные собиратели.

Широкое распространение получили физико-химические методы очистки сточных вод с использованием различных реагентов [1]. Автором проведены исследования по очистке сточных вод хлоридом железа $FeCl_3$ при расходах от 50 до 250 мг/л, при концентрации керосина в воде 0,3; 0,5; 0,7; 1,0; 1,5 г/л и при $pH=6,5$. Концентрации керосина в воде в пределах от 0,3 до 1,5 г/л были взяты в результате анализа сточных вод углеобогащительной фабрики. Так, в фильтрате вакуум-фильтра содержание керосина составляет 0,7...1,0 г/л, в хвостах флотации — 0,3...0,5 г/л.

Методика проведения опытов была следующей. В конические колбы объемом 1 л наливали по 500 мл очищаемой воды и вводили необходимое количество хлорида железа. Полученную смесь перемешивали в течение пяти минут, затем отстаивали шесть часов. Всплывшую органическую фазу отделяли от раствора. Остаточную концентрацию керосина в растворе определяли гравиметрическим методом. Основным преимуществом данного метода является то, что он не требует применения каких-либо сравнительных стандартных растворов и, следовательно, получаются

точные результаты независимо от качественного состава нефтепродуктов в анализируемой пробе.

Результаты экспериментов были обработаны методом математической статистики, который сводится к вычислению погрешности отдельных измерений (опытов) с доверительной вероятностью $P=0,95$ и оценке истинного значения измеряемой величины по полученным данным [2]. Результаты математической обработки полученных данных занесены в табл.1.

Результаты математической обработки соответствуют уровню значимости, который составляет $\alpha=1-P=0,05$ или 5%. Для выявления ошибочных результатов использовали критерий Романовского,

основанный на распределении Стьюдента. Так, например, значение $y_{n+1}=11,5\%$ было получено при постановке серии опытов по определению степени очистки при расходе хлорида железа 50 мг/л и концентрации керосина в воде 0,3 г/л. Для десяти измерений среднее арифметическое значение $\bar{y}=10,6\%$ и стандарт $S=0,225$. По [2, табл. 5] найдено значение $t_k(\alpha, n)$ при уровне значимости 0,05 и числе применяемых опытов $n=10$, которое принимает вид $t_k(0,05;10)=2,37$. Затем было рассчитано допускаемое значение ε_k , которое не должно превышать разность $|y_{n+1} - \bar{y}|$ при принятом уровне значимости по формуле

$$\varepsilon_k = t_k(0,05;10) * S = 2,37 * 0,225 = 0,533\%.$$

Таблица 1

РЕЗУЛЬТАТЫ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ РЕЗУЛЬТАТОВ ЭКСПЕРИМЕНТОВ

Концентрация керосина, г/л	Расход $FeCl_3$, мг/л	Ср. ариф. значение степени очистки, $\bar{y}$, %	Эмпирический стандарт, S	Погрешность средняя арифметическая, ε , %	Граница истинного значения, $y_{\text{и}}$, %	Погрешность отдельного измерения, ε , %	Доверительный интервал, $y_{\text{д}}$, %	Относительная погрешность средняя арифметическая, ε_0 , %	Относительная погрешность отдельного измерения, $\varepsilon_{\text{и}}$, %
0,3	50	10,6	0,225	0,161	10,6 $\pm$ 0,161	0,508	10,6 $\pm$ 0,508	1,51	4,70
	100	22,0	0,245	0,175	22,0 $\pm$ 0,175	0,554	22,0 $\pm$ 0,554	0,79	2,52
	150	27,7	0,252	0,180	27,7 $\pm$ 0,180	0,569	27,7 $\pm$ 0,569	0,64	2,05
	200	37,1	0,364	0,261	37,1 $\pm$ 0,261	0,823	37,1 $\pm$ 0,823	0,70	2,22
	250	29,0	0,272	0,195	29,0 $\pm$ 0,195	0,614	29,0 $\pm$ 0,614	0,67	2,11
0,5	50	20,0	0,230	0,165	20,0 $\pm$ 0,165	0,519	20,0 $\pm$ 0,519	0,83	2,59
	100	29,4	0,262	0,188	29,4 $\pm$ 0,188	0,592	29,4 $\pm$ 0,592	0,63	2,01
	150	32,0	0,274	0,177	32,0 $\pm$ 0,177	0,558	32,0 $\pm$ 0,558	0,55	1,74
	200	41,0	0,297	0,213	41,0 $\pm$ 0,213	0,671	41,0 $\pm$ 0,671	0,52	1,63
	250	33,4	0,276	0,198	33,4 $\pm$ 0,198	0,623	33,4 $\pm$ 0,623	0,59	1,86
0,7	50	21,0	0,260	0,186	21,0 $\pm$ 0,186	0,587	21,0 $\pm$ 0,587	0,89	2,79
	100	33,0	0,292	0,209	33,0 $\pm$ 0,209	0,633	33,0 $\pm$ 0,633	0,66	1,99
	150	36,1	0,302	0,217	36,1 $\pm$ 0,217	0,682	36,1 $\pm$ 0,682	0,60	1,89
	200	45,2	0,391	0,280	45,2 $\pm$ 0,280	0,620	45,2 $\pm$ 0,620	0,88	1,95
	250	38,4	0,353	0,253	38,4 $\pm$ 0,253	0,659	38,4 $\pm$ 0,659	0,79	2,07
1,0	50	40,0	0,412	0,296	40,0 $\pm$ 0,296	0,931	40,0 $\pm$ 0,931	0,74	2,32
	100	47,0	0,485	0,348	47,0 $\pm$ 0,348	1,096	47,0 $\pm$ 1,096	0,74	2,33
	150	53,0	0,536	0,384	53,0 $\pm$ 0,384	1,211	53,0 $\pm$ 1,211	0,3	2,28
	200	65,0	0,670	0,481	65,0 $\pm$ 0,481	1,514	65,0 $\pm$ 1,514	0,74	2,33
	250	61,0	0,780	0,559	61,0 $\pm$ 0,559	1,762	61,0 $\pm$ 1,762	0,86	2,71
1,5	50	43,2	0,520	0,373	43,2 $\pm$ 0,373	1,175	43,2 $\pm$ 1,175	0,86	2,72
	100	49,0	0,580	0,416	49,0 $\pm$ 0,416	1,311	49,0 $\pm$ 1,311	0,84	2,68
	150	59,0	0,572	0,410	59,0 $\pm$ 0,410	1,293	59,0 $\pm$ 1,293	0,69	2,19
	200	68,1	0,715	0,513	68,1 $\pm$ 0,513	1,616	68,0 $\pm$ 1,616	0,75	2,47
	250	65,2	0,712	0,511	65,1 $\pm$ 0,511	1,609	65,2 $\pm$ 1,609	0,78	2,46

Одиннадцатое наблюдение с доверительной вероятностью 95% подлежит исключению из ряда, как содержащее грубую ошибку, так как

$$\varepsilon_k = 0,533\% < |10,6 - 11,5| = 0,9\%.$$

Полученные результаты по степени очистки сточных вод от керосина представлены в табл. 2.

Таблица 2

СТЕПЕНЬ ОЧИСТКИ СТОЧНОЙ ВОДЫ ОТ КЕРОСИНА

Концентрация керосина, г/л	Степень очистки воды (%) при концентрации хлорида железа, мг/л				
	50	100	150	200	250
0,3	10,6	22,0	27,7	37,1	29
0,5	20,0	29,4	32,0	41,0	33,4
0,7	21,0	33,0	36,1	45,2	38,4
1,0	40,0	47,0	53,0	65,0	61,0
1,5	43,2	49,0	59,0	68,1	65,2

По результатам экспериментов были выведены уравнения зависимости степени очистки воды от концентрации хлорида железа с использованием методики [3], а также получены расчетные значения степени очистки (табл. 3).

Таблица 3

РАСЧЕТНЫЕ ЗНАЧЕНИЯ СТЕПЕНИ ОЧИСТКИ

Концент-рация керосина, г/л	Уравнение зависимости	Расчетное значение степени очистки в зависимости от концентрации FeCl ₃ , мг/л				
		50	100	150	200	250
0,3	$y = -0,0015x^2 + 0,604x - 23,3$	31,1	22,0	33,7	37,1	33,3
0,5	$y = -0,00116x^2 + 0,464x - 5,4$	19,9	29,4	32,0	41,0	33,4
0,7	$y = -0,012x^2 + 0,48x - 48$	20,0	33,0	36,1	45,2	38,4
1,0	$y = -0,0011x^2 + 0,44x + 21$	40,0	47,0	53,0	65,0	61,0
1,5	$y = -0,0011x^2 + 0,44x + 24$	43,2	49,0	59,0	68,1	65,2

Достоверность (значимость) полученных результатов определяли по методике [2], рассчитывая коэффициент нелинейной множественной корреляции R и его значимость t_R . Их значения представлены в

табл. 4. При значении t_R больше двух результаты являются достоверными.

Таблица 4

ЗНАЧЕНИЯ R И t_R

Концентрация керосина, г/л	R	t_R
0,3	0,795	3,74
0,5	0,711	2,49
0,7	0,920	10,4
1,0	0,748	2,94
1,5	0,832	4,67

Зависимость степени очистки воды от концентрации хлорида железа представлена на рис. 1...5.

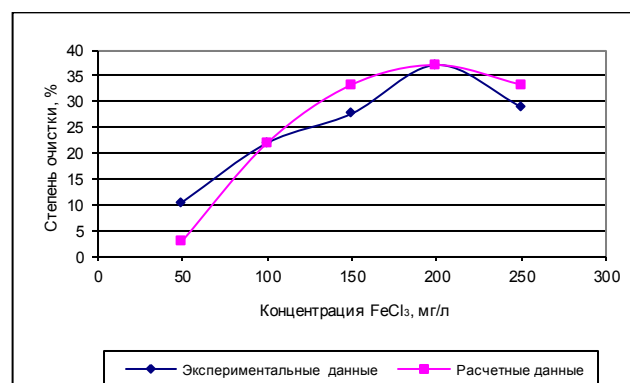


Рис. 1. Зависимость степени очистки воды от концентрации хлорида железа при содержании керосина 0,3 г/л

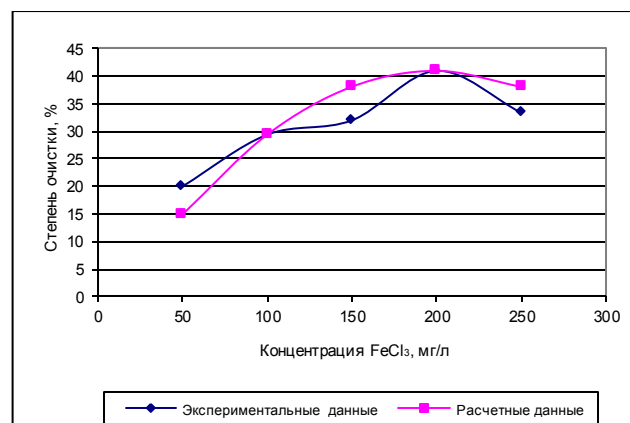


Рис. 2. Зависимость степени очистки воды от концентрации хлорида железа при содержании керосина 0,5 г/л

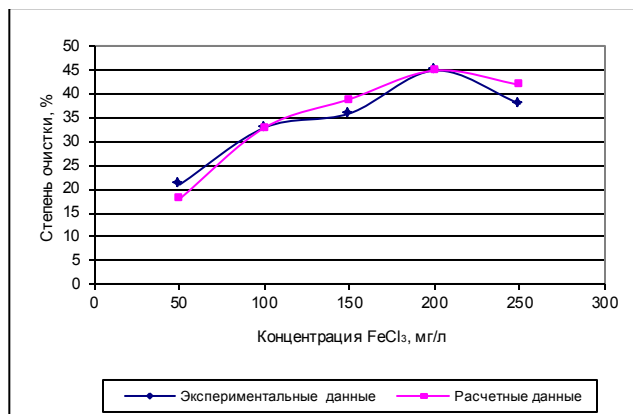


Рис. 3. Зависимость степени очистки воды от концентрации хлорида железа при содержании керосина 0,7 г/л

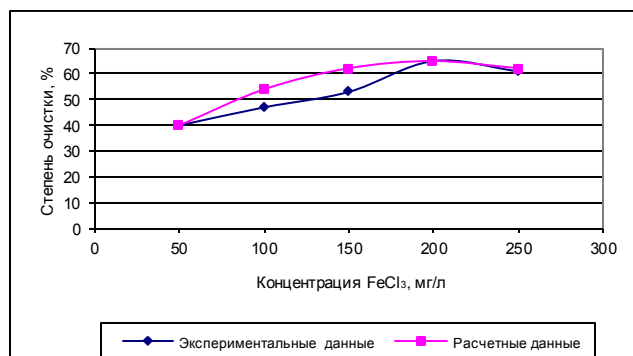


Рис. 4. Зависимость степени очистки воды от концентрации хлорида железа при содержании керосина 1,0 г/л

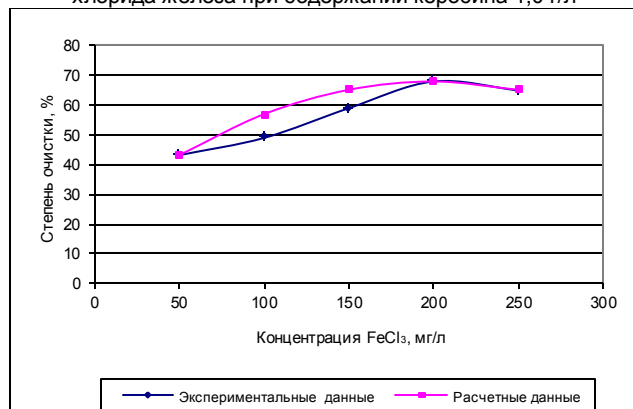


Рис. 5. Зависимость степени очистки воды от концентрации хлорида железа при содержании керосина 1,5 г/л

Были также выведены уравнения зависимости средней и максимальной (при концентрации

хлорида железа, равной 200 мг/л) степени очистки от концентрации керосина, представленные в табл. 5.

Таблица 5

УРАВНЕНИЯ ЗАВИСИМОСТИ СРЕДНЕЙ И МАКСИМАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ ОЧИСТКИ ВОДЫ ОТ КОНЦЕНТРАЦИИ КЕРОСИНА

Степень очистки	Уравнение зависимости
средняя	$Y = -27,4x^2 + 82,2x - 1,95$
максимальная	$Y = -27x^2 + 81x + 7,25$

Полученные значения R и t_R свидетельствуют о достоверности полученных результатов (табл. 6).

Таблица 6

ЗНАЧЕНИЯ R И t_R

Степень очистки	R	t_R
средняя	0,935	12,9
максимальная	0,935	12,9

Зависимость средней и максимальной степени очистки воды от концентрации керосина представлена на рис. 6.

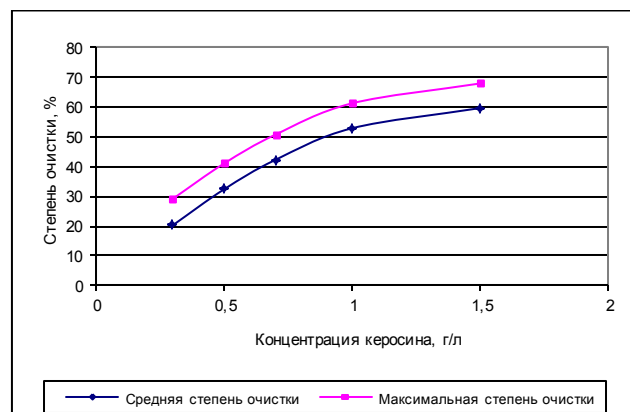


Рис. 6. Зависимость средней и максимальной степени очистки воды от концентрации керосина

Анализ полученных результатов показывает, что с увеличением концентрации нефтепродукта степень очистки увеличивается. Максимальная степень очистки достигается при концентрации хлорида железа, равной 200мг/л.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кожухметов Б.Т., Обухов Ю.Д., Оралова А.Т., Омарова Н.К., Мартыненко В.В. Прогноз и способы защиты окружающей среды от загрязнений нефтепродуктами // Тр. университета. Караганда: КарГТУ, 2002. №3. С. 63-66.
2. Румшинский Л.З. Математическая обработка результатов эксперимента. М.: Наука, 1971. 200 с.
3. Малышев В.П. Математическое планирование металлургического и химического эксперимента. Алма-Ата: Наука, 1977. 37 с.

УДК 628.33.66.067:622.7

Б.Т. КОЖАХМЕТОВ

Способ очистки сточных вод от нефтепродуктов

Для флотации угольных шламов применяется керосин как реагент-собиратель. С использованием оборотного водоснабжения на фабриках происходит накопление нефтепродуктов, различных масел, реагентов пенообразователей в сточной воде, что может привести к нарушению технологического процесса.

Поэтому поиск дешевых и доступных способов очистки промышленных сточных вод от нефтепродуктов является условием успешного использования оборотной воды в практике работы углеобогащательной фабрики.

Существует много способов очистки сточных вод от масел, нефтепродуктов и других примесей [1]. Как известно, наиболее распространенные методы очистки сточных вод от нефтепродуктов сводятся к механическому отстаиванию и фильтрованию через кварцевые фильтры, а также использованию целого ряда конструкций нефтеловушек-отстойников. Улавливание нефтепродуктов в них не превышает 50%, кроме того, они не задерживают растворенные и эмульгированные вещества.

Авторами проведены исследования по очистке сточных вод от керосина с помощью отвальной золы котельной ЦОФ «Восточная». Был проведен ситовый (табл. 1) и химический анализы усредненной пробы золы.

Таблица 1

РЕЗУЛЬТАТЫ СИТОВОГО АНАЛИЗА ОТВАЛЬНОЙ ЗОНЫ

Класс крупности, мм	Частный выход, %	
	г	%
-1,0+0,7	140	14
-0,7+0,5	320	32
-0,5+0,3	530	53
-0,3+0,1	60	6
-0,1+0	40	4
Итого	1000	100

Основная масса материала представлена классами -0,7+0,5мм — 32%, -0,5+0,3мм — 53%. Навеска золы для исследования была подобрана согласно гранулометрическому составу отвальной золы.

Зола представляет собой сложную алюмосиликатную систему, состоящую в основном из оксида кремния — 46%, оксида алюминия — 18,9% и других оксидов. Определение плотности и удельной поверхности золы выполняли в соответствии с ГОСТ 8735-75. Расчеты показали, что удельная поверхность порошка исходной золы составила 2000 см²/г, плотность — 1,87 г/см³.

Нефтепродукты являются поверхностно-активными веществами, поэтому наибольшая их концентрация наблюдается на поверхности раздела фаз жидкость-газ. Нефтепродукты выносятся на поверхность пульпы воздушными пузырьками при флотации и сорбируются на гидрофобной поверхности угля. В результате на фабрике большая часть нефтепродуктов концентрируется в сливах сгустителей, фильтрах вакуум-фильтров. Были отобраны пробы сточной воды на углеобогащательной фабрике для определения в них содержания керосина. Оно составило: в

фильтрате вакуум-фильтра — 700...1000 мг/л, в хвостах флотации — 300...500 мг/л.

Для проведения исследований были взяты навески по 40 г золы и приготовлены растворы воды с керосином концентрацией от 300 до 1500мг/л. Растворы пропускали через колонку, заполненную золой. Определение степени очистки производилось по остаточной концентрации керосина в растворе, прошедшем через слой золы, гравиметрическим методом.

Степень очистки воды от керосина с помощью отвальной золы представлена в табл. 2.

Таблица 2

СТЕПЕНЬ ОЧИСТКИ ВОДЫ ОТ КЕРОСИНА

рН раствора	Степень очистки воды (%) при концентрации керосина в исследуемом растворе, мг/л				
	300	500	700	1000	1500
6,5	36,7	54,4	58,6	62,0	63,4
7,1	38,6	58,0	60,0	68,0	76,0
7,8	38,4	44,0	51,6	59,6	70,0

По результатам экспериментов были выведены уравнения зависимости степени очистки воды от концентрации керосина с использованием методики [2] (табл. 3).

Таблица 3

РАСЧЕТНЫЕ ЗНАЧЕНИЯ СТЕПЕНИ ОЧИСТКИ

рН раствора	Уравнение зависимости степени очистки воды от концентрации керосина	Расчетное значение степени очистки (%) в зависимости от концентрации керосина, мг/л				
		300	500	700	1000	1500
6,5	$Y = -9x^2 + 27x + 43,15$	36,7	54,4	58,6	62,0	63,4
7,1	$Y = -25,69x^2 + 77,08x + 18,2$	38,6	58,0	60,0	68,0	76,0
7,8	$Y = -26x^2 + 78x + 11,5$	38,4	44,0	51,6	59,6	70,0

Достоверность (значимость) полученных результатов определяли методом математической статистики, рассчитывая коэффициент нелинейной множественной корреляции R и его значимость t_R [2]. Их значения представлены в табл. 4. При значении t_R больше двух результаты являются достоверными.

Таблица 4

ЗНАЧЕНИЯ R И t_R

рН раствора	R	t_R
-------------	-----	-------

6,5	0,679	2,2
7,1	0,946	15,5
7,8	0,943	14,8

Зависимость степени очистки воды от концентрации керосина представлена на рис. 1, 2 и 3.

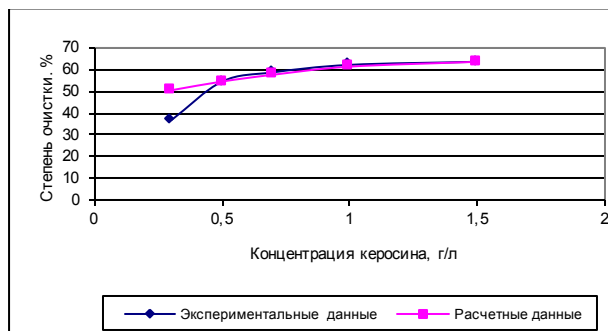


Рис. 1. Зависимость степени очистки воды от концентрации керосина, pH=6,5

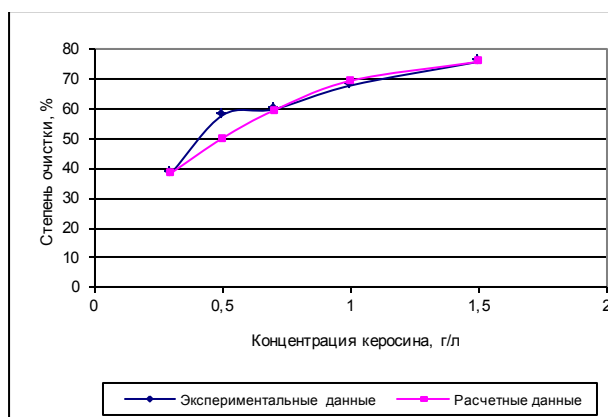


Рис. 2. Зависимость степени очистки воды от концентрации керосина, pH=7,1

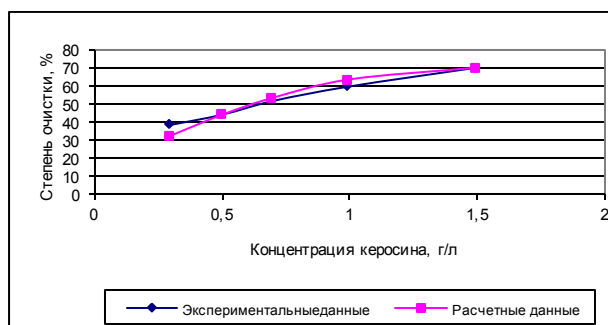


Рис. 3. Зависимость степени очистки воды от концентрации керосина, pH=7,8

Зависимости средней и максимальной степени очистки воды от значения водородного показателя pH видны на рис. 4 и 5.

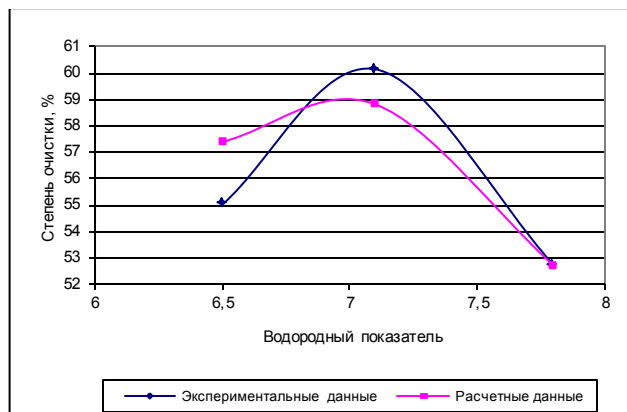


Рис. 4. Зависимость средней степени очистки воды от значения водородного показателя

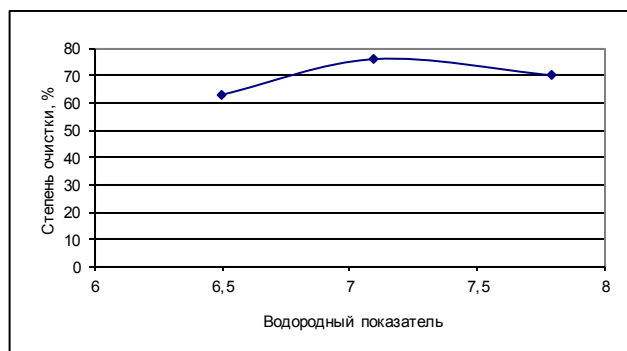


Рис. 5. Зависимость максимальной степени очистки воды от значения водородного показателя

Значения величины адсорбции керосина порошками золы, приходящиеся на единицу поверхности или массы адсорбента, показаны в табл. 5.

Таблица 5

ЗНАЧЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ АДсорбЦИИ КЕРОСИНА ПОРОШКАМИ ЗОЛЫ

pH раствора	Наименование реагента	Величина адсорбции	Концентрация керосина, мг/л				
			300	500	700	1000	1500
6,5	керосин	мг/г	2,67	3,98	4,81	5,61	7,35
		моль/г*10 ⁻⁶	13,36	27,0	45,4	77,5	127,0
		моль/см ³ *10 ⁻⁹	6,68	13,5	22,7	38,75	63,5
7,1	керосин	мг/г	2,56	2,80	3,76	4,28	4,81
		моль/г*10 ⁻⁶	14,43	38,7	56,14	90,9	152,4
		моль/см ³ *10 ⁻⁹	7,21	19,35	28,07	45,45	76,2
7,8	керосин	мг/г	2,47	3,74	4,53	5,4	5,58
		моль/г*10 ⁻⁶	13,37	29,41	48,26	79,7	144,6
		моль/см ³ *10 ⁻⁹	7,38	14,7	24,13	39,8	72,3

Количество вещества a , адсорбированное 1 г адсорбента из раствора, вычислялось по уравнению

$$\dot{a} = \frac{(\tilde{N}_0 - \tilde{N}_1) * V}{m} * 1000, \text{ ммоль/л}, \quad (1)$$

где C_0 и C_1 — начальная и равновесная концентрации адсорбтива, моль/л;
 V — объем раствора, из которого происходит адсорбция, л;
 m — масса адсорбента, г;
 1000 — переводной множитель (для перевода

измеряемой величины в ммоль/г).

Как видно из рис. 1...5, наибольшая степень очистки воды от керосина достигается при $pH=7,1$, что подтверждается расчетом величины адсорбции керосина порошками золы. Применение отвальной золы как дешевого и доступного адсорбента является перспективным направлением для очистки

промстоков и пульп от керосина. Экономический эффект заключается в повышении стабильности процесса флотации за счет удаления загрязняющих примесей реагентов-собирателей из рабочих растворов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кожахметов Б.Т., Обухов Ю.Д., Оралова А.Т., Омарова Н.К., Мартыненко В.В. Прогноз и способы защиты окружающей среды от загрязнений нефтепродуктами // Тр. университета. Караганда: КарГТУ, 2002. №3. С. 63-66.
2. Малышев В.П. Математическое планирование металлургического и химического эксперимента. Алма-Ата: Наука, 1977. 37 с.

Раздел 6

Механика. Прикладная математика

УДК 539.382.4

*М.Р. НУРГУЖИН
Г.Т. ДАНЕНОВА*

Расчетные формулы для оценки параметров механики разрушения

Решение задач механики разрушения тел сложных форм и условий нагружения требует использования современных вычислительных систем и эффективных численных методов. Вычислительная механика разрушения представляет собой совокупность методов, позволяющих обеспечить безопасное использование машин и конструкций, содержащих трещиноподобные дефекты.

В развитии механики разрушения и, в частности, в исследованиях динамического распространения трещины концепция упругого коэффициента интенсивности напряжений сыграла фундаментальную роль. Этот параметр линейной механики разрушения применяется не только для анализа причин разрушения уже разрушившихся конструкций или поиска способов предотвращения разрушения, но и с успехом — для выявления корреляции между напряженно-деформированным состоянием окрестности вершины трещины и скоростью распространения усталостной трещины, а также при исследовании коррозионного растрескивания.

Дальнейшим развитием линейной механики разрушения явилось ее применение в исследованиях таких процессов упругопластического разрушения, при которых влиянием перераспределения напряжений и деформаций в зонах упругости и пластичности нельзя пренебречь. Особенно это актуально для материалов с умеренными прочностными характеристиками (низколегированные и углеродистые стали, применяемые для производства

большинства сварных машиностроительных конструкций). Широко используемыми критериями для этих случаев являются J -интеграл и критерий раскрытия трещины. Применение критериев механики разрушения для анализа прочности сварных конструкций усложняется в связи с их спецификой, связанной с наличием остаточных напряжений и деформаций, конструктивно-технологической концентрацией напряжений в зонах сварных соединений и т. п.

Рассмотрим краткий обзор методов определения параметров механики разрушения: коэффициента интенсивности напряжений и J -интеграла. Для определения параметров механики разрушения используются аналитические и численные методы теории упругости. Следует отметить, что аналитические методы практически себя исчерпали; создана обширная справочная литература о коэффициентах K [1, 2]. Кроме того, в действительности элементы и детали, в которых появляются трещины, часто имеют очень сложную форму, что делает невозможным аналитические решения. В связи с этим разработаны эффективные численные методы, не ограниченные геометрией тела, видом нагрузок и влиянием технологии создания изделия. Среди численных методов прежде всего следует выделить метод конечных элементов (МКЭ) [3].

Использование МКЭ для достоверной оценки коэффициентов интенсивности напряжений и J -интеграла для элементов конструкций, образцов

сложной формы и сварного соединения является, можно считать, единственно возможным методом. Вместе с этим применение МКЭ для указанных задач, по существу, опирается на упругопластический анализ напряженно-деформированного состояния изделий с трещинами и требует разработки эффективных численных алгоритмов его реализации. Использование современных методов автоматизированного анализа позволяет комплексно учесть целый ряд факторов, способных существенно повлиять на результаты анализа. В данной работе использовалась одна из наиболее распространенных САЕ-систем, реализующая МКЭ, — ANSYS, что позволило обеспечить конструктивное соответствие модели реальному объекту.

При оценке прочности сварных соединений важно иметь упрощенные выражения для оперативной оценки параметров механики разрушения, таких как КИН, J -интеграл. С позиций регрессионного и корреляционного анализа на основе планирования машинных экспериментов получены выражения для указанных параметров в типовых сварных соединениях в зависимости от геометрии трещин, внешней нагрузки и параметров материала.

В данной работе рассмотрены образцы, моделирующие поведение основных типов сварных соединений (рис. 1). Используя программу ANSYS, получены значения коэффициента интенсивности напряжений. С помощью программного пакета нетрадиционного математического моделирования многомерных зависимостей ANETR определены регрессионные зависимости и статистические характеристики (табл. 1).

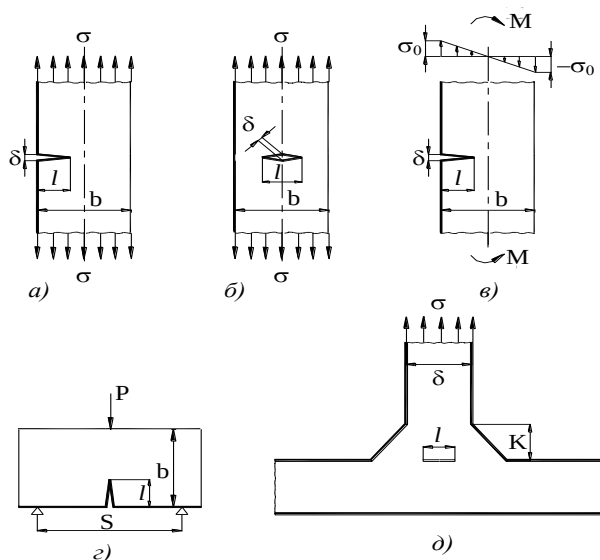


Рис. 1. Расчетные схемы стандартных образцов: а — равномерное растяжение образца с одной краевой трещиной; б — равномерное растяжение образца с центральной трещиной; в — чистый изгиб полосы с краевой трещиной; г — трехточечный изгиб полосы с краевой трещиной; д — тавровый образец

Влияние остаточных напряжений на величину коэффициента интенсивности напряжений в сварных соединениях, выполненных короткими швами, оценивается с помощью полученных регрессионных

зависимостей [4]. При определении регрессионных зависимостей коэффициента интенсивности остаточных напряжений использовались три фактора: α — коэффициент, оценивающий уровень остаточных напряжений, где $\alpha = \sigma_{\text{нб}}^{\text{нб}} / \sigma_0$, $\sigma_{\text{нб}}^{\text{нб}}$ — остаточные нерелаксированные усредненные напряжения, нормальные к берегу трещины при ее отсутствии; $l_{\text{mp}}/l_{\text{ш}}$ — отношение длины трещины к длине шва; $l_{\text{ш}}/b_{\text{н}}$ — отношение длины шва к ширине зоны, нагреваемой до температуры, при которой предел текучести металла близок к нулю.

Таблица 1

РАСЧЕТНЫЕ ФОРМУЛЫ ДЛЯ КОЭФФИЦИЕНТА ИНТЕНСИВНОСТИ НАПРЯЖЕНИЙ

№	Расчетная схема	Формула для K_I , $\sqrt{\text{лб}}^{-1/2}$	Факторное пространство	Параметры надежности уравнения		
				R	СКО β	$1-\alpha$
1	Образец с краевой трещиной	$\frac{\sigma \cdot \sqrt{l}}{0,58 - 0,73 \cdot \varphi} \quad (1)$	$0,02 < \varphi \leq 0,5$	0,999	$\frac{2,8\%}{5}$	0,995
2	Образец, предназначенный на трехточечный изгиб	$6,7 \cdot \sigma \cdot \sqrt{l} \cdot (\varphi^2 - 0,32 \cdot \varphi + 0,28) \quad (2)$	$0,02 < \varphi \leq 0,5$	0,996	$\frac{3,0\%}{5}$	0,995
3	Образец, предназначенный на изгиб	$6,66 \cdot \sigma \cdot \sqrt{l} \cdot (\varphi^2 - 0,305 \cdot \varphi + 0,33) \quad (3)$	$0,02 < \varphi \leq 0,5$	0,999	$\frac{2,1\%}{5}$	0,995
4	Образец с центральной трещиной	$0,85 \cdot \sigma \cdot \sqrt{l}(\varphi + 1,26) \quad (4)$	$0,02 < \varphi \leq 0,5$	0,951	$\frac{27,7\%}{4,5}$	0,995
5	Тавровый образец	$0,066 \cdot \sigma \cdot \sqrt{l} \cdot ((l/\delta)^2 - 0,52 \times (l/\delta) + 5,4)(K/\delta)^{0,5} \quad (5)$	$0,02 < l/\delta \leq 0,8$ $0,5 < K/\delta \leq 1,0$	0,980	$\frac{19,5\%}{4,5}$	0,995

Примечание: R — множественный коэффициент корреляции, СКО — среднеквадратическое отклонение, $\varphi = l/b$, $(1-\alpha)$ — уровень доверительной вероятности.

В реальной практике проектирования и прогнозирования разрушения сварных конструкций важно оценить момент страгивания стационарной трещины в упругопластическом теле, нагруженном произвольной системой внешних сил. Показано, что в этом случае в качестве количественной характеристики нелинейного состояния материала в окрестности трещины можно использовать независимый от пути интеграл Черепанова-Эшелби-Райса

$$J = \int_{\Gamma} (W \delta y - T \frac{\partial u}{\partial x} ds), \quad (1)$$

где Γ — произвольный контур интегрирования;
 T — поверхностный вектор силы, $T_i = \sigma_{ij} n_j$;
 σ_{ij} — компоненты тензора напряжений;
 n_j — направленный во внешнюю сторону вектор, расположенный по нормали к контуру интегрирования;
 u — перемещение точек на контуре интегрирования Γ ;
 ds — малый его элемент;
 W — плотность энергии деформации.

При оценке J -интеграла использовались два способа: непосредственное использование формулы (1) интегрированием по контуру Γ и энергетический метод.

Сказанное выше позволяет перейти к определению регрессионных зависимостей J -интеграла в функции

приложенного напряжения, геометрии элемента конструкции с трещиной и свойств материала. В ряде работ [5, 6] предложены такие зависимости в виде:

$$J = \alpha \cdot \sigma_T \cdot \varepsilon_T \cdot \frac{l}{2} \left(1 - \frac{l}{b}\right) \cdot g_1 \left(\frac{l}{b}, n\right) \left[\frac{\sigma \cdot b}{\sigma_T (b-l)} \right]^n, \quad (2)$$

где g_1 — функция отношения длины трещины l к ширине пластины b и показателя упрочнения материала n . При этом предполагается, что материал упрочняется по степенному закону:

$$\frac{\varepsilon}{\varepsilon_T} = \alpha \cdot \left(\frac{\sigma}{\sigma_T} \right)^n, \quad (3)$$

где α — константа материала; $\varepsilon_T = \sigma_T/E$; функция $g_1(l/b, n)$ приводится в табулированном виде [6].

Анализ выражения (3) позволяет заключить, что параметр $J' = J/(\alpha \sigma_T \varepsilon_T)$ зависит только от относительной длины трещины, приложенной нагрузки и показателя упрочнения n . Так, в работе [6] приведены табулированные значения функции $g(l/b, n)$ для образцов с центральной трещиной для случая плоской деформации. Установить подобное выражение для других расчетных случаев, характерных для сварных соединений с непроплавлениями, можно на основе МКЭ и численного эксперимента.

Сказанное выше распространим на материалы, упрочняющиеся по билинейному закону. В этом случае из рассмотрения можно исключить параметр $n=1$. На основе численного эксперимента было установлено, что параметр $J_p E_T / \sigma_T^2$ не зависит от материала при развитых пластических деформациях, когда напряжения в нетто-сечении образца $\sigma_H > \sigma_T$. Здесь J_p — пластический J -интеграл, определяемый как

$$J_p = J_{e\delta} - J_e, \quad (4)$$

где J_e — упругий J -интеграл;

J_{ep} — упругопластический J -интеграл.

С учетом сказанного можно записать

$$J_{ep} = J_e + J_p = \frac{K_I^2}{E'} + \frac{\sigma_T^2 l (1-l/b)}{E_T} f_1(l/b, P/P_{np}), \quad (5)$$

где $E' = E$ в случае плоского напряженного состояния; $E' = E/(1 - \nu^2)$ в случае плоской деформации; $f_1 = (l/b, P/P_{np})$ — некоторая функция, зависящая от относительной длины трещины и уровня приложенной нагрузки; $P/P_{np} = \sigma b / \sigma_T (b-1)$.

На основе численного эксперимента получены регрессионные зависимости для J -интеграла для образцов с краевой и центральной трещинами. Были рассмотрены семь типов материалов. С помощью программного пакета нетрадиционного математического моделирования многомерных зависимостей определены регрессионные зависимости и статистические характеристики для J_p -интеграла (табл. 2). На рис. 2 представлены графические зависимости параметра $J_p E_T / \sigma_T^2$ от длины трещины и приложенной нагрузки.

Влияние остаточных напряжений на величину J -интеграла в типовых образцах оценивается с помощью функции $\psi(\sigma_H / \sigma_T, \sigma_r / \sigma_T, l/b) = \frac{J_\Sigma}{J}$, где J -интеграл от внешней нагрузки; J_Σ -интеграл от совместного действия внешних и нерелаксированных остаточных напряжений. Здесь $\sigma_H / \sigma_T = P/P_{np}$ — приложенная относительная внешняя нагрузка; σ_r / σ_T — отношение нерелаксированных остаточных напряжений к пределу текучести материала. Значение функции ψ получено в табулированном виде [7].

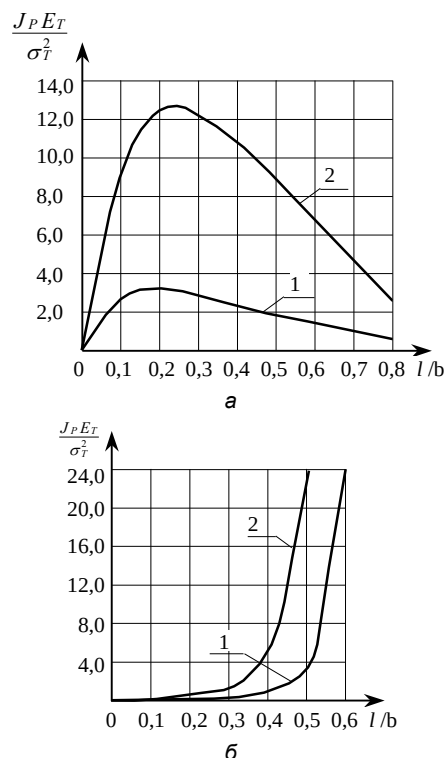


Рис. 2. Зависимость параметра $J_p E_T / \sigma_T^2$: а) — образец с центральной трещиной (100x200 мм); б) — образец с краевой трещиной (100x200 мм); 1 — плоская деформация; 2 — плоское напряженное состояние; $P/P_{np} = 1,4$

Расчетная схема	Параметр	Формула	Параметры надежности уравнения			
			Факторное пространство	R	$\frac{CKO}{\beta}$	1- α
Образец с краевой трещиной (ПД)	J_p , Н/мм	$3,38 \cdot \frac{\sigma_T^2}{E_T} \cdot l \cdot (1-\varphi) \cdot (\varphi^2 - 0,214 \cdot \varphi + 0,03) \cdot \rho^{6,98} \quad (1)$	$0,02 < \varphi \leq 0,3$ $0,7 \leq \rho \leq 1,4$	0,965	$\frac{24,74\%}{4,5}$	0,99
		$190,1 \cdot \frac{\sigma_T^2}{E_T} \cdot l \cdot (1-\varphi) \cdot (\varphi^2 - 0,84 \cdot \varphi + 0,18) \cdot \rho^{6,13} \quad (2)$	$0,3 < \varphi \leq 0,6$ $0,4 \leq \rho \leq 0,9$	0,988	$\frac{14,2\%}{5}$	0,995
Образец с краевой трещиной (ПНС)	J_p , Н/мм	$5,2 \cdot \frac{\sigma_T^2}{E_T} \cdot l \cdot (1-\varphi) \cdot (\varphi^2 - 0,231\varphi + 0,092) \cdot \rho^{6,89} \quad (3)$	$0,02 < \varphi \leq 0,3$ $0,7 \leq \rho \leq 1,4$	0,966	$\frac{24,5\%}{4,5}$	0,99
		$253,1 \cdot \frac{\sigma_T^2}{E_T} \cdot l \cdot (1-\varphi) \cdot (\varphi^2 - 0,822 \cdot \varphi + 0,173) \cdot \rho^{4,2} \quad (4)$	$0,3 < \varphi \leq 0,6$ $0,5 \leq \rho \leq 1,0$	0,977	$\frac{24,16\%}{4,5}$	0,99
Образец с центральной трещиной (ПД)	J_p , Н/мм	$0,0012 \cdot \frac{\sigma_T^2}{E_T} \cdot \ell \cdot (1-\varphi) \cdot (1-5,68 \cdot \lg \varphi) \cdot \rho^{9,134} \quad (5)$	$0,02 < \varphi \leq 0,6$ $0,9 \leq \rho \leq 1,7$	0,975	$\frac{21,95\%}{4,5}$	0,99
Образец с центральной трещиной (ПНС)	J_p , Н/мм	$2,328 \cdot \frac{\sigma_T^2}{E_T} \cdot \ell \cdot (1-\varphi) \cdot (0,078 - \lg \varphi) \cdot (\rho - 0,99) \quad (6)$	$0,02 < \varphi \leq 0,8$ $0,9 \leq \rho \leq 1,5$	0,964	$\frac{26,2\%}{4,5}$	0,99

Примечание: R — коэффициент множественной корреляции; СКО — среднеквадратическое отклонение исходных значений функции от расчетных (в % к начальному СКО); β — оценка формулы по пятибалльной шкале; (1- α) — уровень доверительной вероятности;

$$\rho = \frac{\sigma \cdot b}{\sigma_T \cdot (b-l)}; \quad \varphi = \ell/b.$$

Зная уровень нерелаксированных остаточных напряжений, размер дефекта и используя табулированную функцию ψ , можно оценить величину J -интеграла в виде

$$J_{\Sigma} = J\psi(l/b, \sigma_H/\sigma_T, \sigma_r/\sigma_T). \quad (6)$$

Таким образом показано, что расчет параметров механики разрушения осуществляется путем решения задач теории упругости и пластичности методом конечных элементов. На основе исследования напряженно-деформированного состояния типовых сварных соединений с трещиноподобными дефектами получены:

- формулы для расчета коэффициентов интенсивности остаточных напряжений и напряжений от внешней нагрузки в зависимости от длины трещины и приложенной нагрузки;

- регрессионные зависимости для определения J -интеграла в функции от приложенных внешних напряжений, геометрии изделия с трещиной и свойств материала.

Установлено, что для билинейно упрочняющихся материалов параметр $J_p E_T / \sigma_T^2$ не зависит от материала при развитых пластических деформациях, когда в нетто-сечении $\sigma_H > \sigma_T$.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Механика разрушения и прочность материалов: Справочное пособие / Под ред. В.В. Панасюка. Т.1. Основы механики разрушения материалов. Киев: Наукова думка, 1988. 488 с.
2. Партон В.З., Морозов Е.М. Механика упругопластического разрушения. М.: Наука, 1985. 504 с.
3. Морозов Е.М., Никишков Г.П. Метод конечных элементов в механике разрушения. М.: Наука, 1980. 255 с.
4. Нургузин М.Р., Даненова Г.Т. Оценка коэффициентов интенсивностей остаточных напряжений в сварных соединениях, выполненных короткими швами // Тр. КарГТУ. Караганда: КарГТУ, 1997. Вып.2. С. 88-91.
5. Матвиенко Ю.Г., Гольцев В.Ю. Некоторые аспекты практического применения J -интеграла в расчетах на прочность // Изв. вузов. Машиностроение. 1984. № 10. С. 7-11.
6. Goldman N.L., Hutchinson J.W. Fully plastic crack problems: The center crack strip under plane strain // Int. J. Solids Structures. 1975. Vol. 11, №5. P. 141-149.
7. Нургузин М.Р. Разработка методологических основ расчета характеристик живучести крановых металлоконструкций: Дис. ... д-ра техн. наук. М., 1999. 499 с.

УДК 534.1

Л.Х. ИМАНБАЕВА

Новый способ исследования вращательных движений тела переменного состава

Изучение вращательного движения твердого тела переменного состава обусловлено, в первую очередь, космическими исследованиями, в связи с которыми возникла необходимость в изучении динамики космического аппарата с раздвижными антеннами и штангами, наличием подвижных элементов: роторов, маховиков и т.д.

Возрастающий интерес проявляется и небесными механиками к изучению движения тел переменного состава. Это обусловлено появлением ряда высокоточных данных о нестационарных явлениях на небесных телах: потере массы в двойных звездных системах, расширении Земли и планет, данных о приливах и т.д.

Для изучения вращательного движения Земли и других небесных тел важным моментом является правильный выбор переменных и соответствующих им уравнений движения. Поскольку из астрономических наблюдений непосредственно определяются положение оси вращения небесного тела и величина угловой скорости вращения, то представляется естественным выбрать в качестве переменных переменные Андуайе, которые позволили бы полностью описать вращение небесного тела.

В механике космического полета и небесной механике исключительно важную роль получили уравнения движения в окулирующих элементах. Подобные переменные в связи с этим применяются в динамике вращательного движения тела переменного состава.

Рассмотрим движение твердого тела переменного состава, внутри которого или на его поверхности расположены подвижные части, совершающие по отношению к телу заданное движение. Движение тела будем рассматривать в декартовой системе координат $Oxyz$ с началом в центре масс тела и осями, сохраняющими постоянную ориентацию в пространстве. В качестве собственной системы координат примем систему $O\xi\eta\zeta$ оси которой направлены по его мгновенным главным центральным осям инерции (положение осей $O\xi\eta\zeta$ в теле меняется вследствие движения его составных частей).

Вращательное движение тела переменного состава относительного собственного центра масс описывается следующими уравнениями Эйлера:

$$\begin{aligned} A \frac{dp}{dt} + (C - B)qr &= L_x, \\ B \frac{dq}{dt} + (A - C)rp &= L_y, \\ C \frac{dr}{dt} + (B - A)pq &= L_z, \\ p &= \sin \theta \sin \varphi \dot{\psi} + \cos \theta \dot{\varphi}, \\ q &= \dot{\psi} \sin \theta \cos \varphi - \dot{\theta} \sin \varphi, \\ r &= \dot{\psi} \cos \theta - \dot{\varphi}, \end{aligned} \quad (1)$$

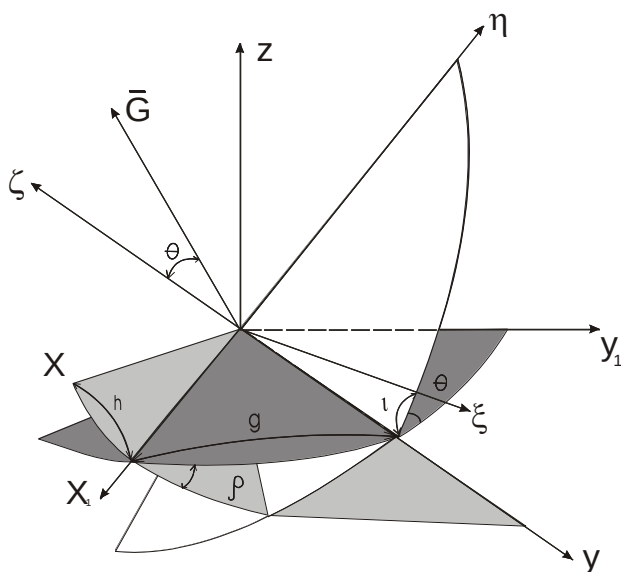
где φ, ψ, θ — углы Эйлера, определяющие взаимное расположение основных координатных систем $Oxyz$ и $O\xi\eta\zeta$
 p, q, z — проекции угловой скорости вращения

осей $O\xi\eta\zeta$ на оси $Oxyz$;

A, B, C — мгновенные главные центральные моменты инерции относительно оси $Oxyz$;

L_x, L_y, L_z — проекции главных моментов внешних сил и реактивных сил, обусловленные переменностью состава тела. В общем случае проекции главных моментов внешних сил являются функциями переменных Эйлера $p, q, r, \psi, \theta, \varphi$ и времени t , а величины A, B, C являются известными функциями времени.

Введем в рассмотрение переменные Андуайе $G, \theta, \rho, \ell, g, h$, (3) где G — величина вектора $\vec{G}$ кинетического момента тела; θ — угол между осью инерции Oz и вектором $\vec{G}$; ρ — угол между вектором $\vec{G}$ и фиксированной осью Oz , ℓ — долгота восходящего узла плоскости тела $O\xi\eta$; g — угол между линиями пересечения плоскостей Ox, y, Ox_1y_1 и $Ox, y, O\xi\eta$; h — долгота восходящего узла промежуточной плоскости Ox, y ортогональной вектору $\vec{G}$ на основной плоскости Oxy . Через точку O проводится промежуточная плоскость Ox, y , ортогональная к вектору $\vec{G}$ (см. рис.). Переменные (3) однозначно определяют вращение тела переменного состава.



Перейдем в уравнения движения (1) и (2) от классических переменных $p, q, r, \psi, \theta, \varphi$ к переменным Андуайе (3). Для этого воспользуемся следующей формулой преобразования:

$$\begin{aligned} p &= \frac{G}{A} \sin \theta \sin \ell; \\ q &= \frac{G}{A} \sin \theta \cos \ell; \\ r &= \frac{G}{C} \cos \theta. \end{aligned} \quad (4)$$

Продифференцировав (4), имеем

$$\begin{aligned} \dot{p} &= \frac{\dot{G}}{A} \sin \theta \sin \ell + \frac{G}{A} \cos \theta \sin \ell \dot{\theta} + \frac{G}{A} \sin \theta \cos \ell \dot{\ell} - \frac{\dot{A}}{A^2} G \sin \theta \sin \ell; \\ \dot{q} &= \frac{\dot{G}}{B} \sin \theta \cos \ell + \frac{G}{B} \cos \theta \cos \ell \dot{\theta} - \frac{G}{B} \sin \theta \sin \ell \dot{\ell} - \frac{\dot{B}}{B^2} G \sin \theta \cos \ell; \\ \dot{r} &= \frac{\dot{G}}{C} \cos \theta - \frac{G}{C} \sin \theta \dot{\theta} - \frac{\dot{C}}{C^2} G \cos \theta. \end{aligned} \quad (5)$$

Подставляя значения (4) и (5) в систему уравнений (1), после несложных выкладок получаем динамические уравнения вращательного движения твердого тела переменного состава в переменных Андуайе в следующем виде:

$$\begin{aligned} \dot{G} &= [L_x \sin \ell + L_y \cos \ell] \sin \theta + L_z \cos \theta + \\ &+ G \left[\sin^2 \theta \left(\frac{\dot{A}}{A} \sin^2 \ell + \frac{\dot{B}}{B} \cos^2 \ell \right) + \frac{\dot{C}}{C} \cos^2 \theta \right]; \\ \dot{\theta} &= \frac{1}{G} [(L_x \sin \ell + L_y \cos \ell) \cos \theta - L_z \sin \theta] + \\ &+ G \sin \theta \sin \ell \cos \ell \left(\frac{1}{A} - \frac{1}{B} \right) + \sin \theta \cos \theta \times \\ &\times \left[\frac{\dot{A}}{A} \sin^2 \ell + \frac{\dot{B}}{B} \cos^2 \ell - \frac{\dot{C}}{C} \right]; \\ \dot{\ell} &= \frac{1}{G \sin \theta} (L_x \cos \ell - L_y \sin \ell) + \left(\frac{\dot{A}}{A} - \frac{\dot{B}}{B} \right) \sin \ell \cos \ell + \\ &+ G \cos \theta \left[\frac{1}{C} - \frac{\sin^2 \ell}{A} - \frac{\cos^2 \ell}{B} \right]. \end{aligned} \quad (6)$$

Для преобразования кинематических уравнений движения (2) введем вспомогательную формулу

$$\vec{\omega} = \vec{\omega}' + \vec{\omega}_2, \quad (7)$$

где $\vec{\omega}$ — вектор угловой скорости вращения тела, $(O\xi\eta\zeta)$;

$\vec{\omega}'$ — вектор угловой скорости вращения промежуточной плоскости $Ox_1y_1 (\perp G)$;

$\vec{\omega}_2$ — вектор угловой скорости вращения тела (осей $O\xi\eta\zeta$) в подвижных осях Ox_1y_1G

$$\begin{aligned} p &= p' + p_2; \\ q &= q' + q_2; \\ r &= r' + r_2. \end{aligned} \quad (8)$$

Проекция вектора $\vec{\omega}'$ на оси промежуточной системы координат Ox_1y_1G определяются по формулам:

$$\begin{aligned} p_1 &= \dot{\rho}; \\ q_1 &= \dot{h} \sin \rho; \\ r_1 &= \dot{h} \cos \rho. \end{aligned} \quad (9)$$

Проекция вектора $\vec{\omega}'$ на оси собственной системы координат $O\xi\eta\zeta$ имеют вид:

$$\begin{aligned} p' &= c_{11} p_1 + c_{21} q_1 + c_{31} r_1; \\ q' &= c_{12} p_1 + c_{22} q_1 + c_{32} r_1; \\ r' &= c_{13} p_1 + c_{23} q_1 + c_{33} r_1, \end{aligned} \quad (10)$$

где c_{ij} — направляющие косинусы осей $O\xi\eta\zeta$ в промежуточных осях $Ox_1y_1z_1$:

$$\begin{aligned}c_{11} &= \cos g \cos \ell - \sin g \sin \ell \cos \theta; \\c_{21} &= \sin g \cos \ell + \cos g \sin \ell \cos \theta; \\c_{31} &= \sin \ell \sin \theta; \\c_{12} &= -\cos g \sin \ell - \sin g \cos \ell \cos \theta; \\c_{22} &= -\sin g \sin \ell + \cos g \cos \ell \cos \theta; \\c_{32} &= -\cos \ell \sin \theta; \\c_{13} &= \sin g \sin \theta; \\c_{23} &= -\cos g \sin \theta; \\c_{33} &= \cos \theta.\end{aligned}\quad (11)$$

Проекция вектора угловой скорости $\bar{\omega}_2$ вращения тела в промежуточных осях можно записать в следующем виде:

$$\begin{aligned}p_2 &= \sin \ell \sin \theta \dot{g} + \cos \ell \dot{\theta}; \\q_2 &= \cos \ell \sin \theta \dot{g} - \sin \ell \dot{\theta}; \\r_2 &= \cos \theta \dot{g} + \dot{\ell}.\end{aligned}\quad (12)$$

Подставляем значения (10) и (12) в (8):

$$\begin{aligned}p &= p'_1 + p_2 = c_{11}p_1 + c_{21}q_1 + c_{31}r_1 + \sin \ell \sin \theta \dot{g} + \cos \ell \dot{\theta}; \\q &= q'_1 + q_2 = c_{12}p_1 + c_{22}q_1 + c_{32}r_1 + \cos \ell \sin \theta \dot{g} - \sin \ell \dot{\theta}; \\r &= r'_1 + r_2 = c_{13}p_1 + c_{23}q_1 + c_{33}r_1 + \cos \theta \dot{g} + \dot{\ell}.\end{aligned}\quad (13)$$

или

$$\begin{aligned}c_{11}p_1 + c_{21}q_1 + c_{31}r_1 &= (p - \dot{\theta} \cos \ell) - \sin \ell \sin \theta \dot{g}; \\c_{22}p_1 + c_{22}q_1 + c_{32}r_1 &= (q + \dot{\theta} \sin \ell) - \cos \ell \sin \theta \dot{g}; \\c_{13}p_1 + c_{23}q_1 + c_{33}r_1 &= (r - \dot{\ell}) - \cos \theta \dot{g}.\end{aligned}\quad (14)$$

Разрешая эту систему уравнений (14) относительно p_1 , q_1 , r_1 и учитывая при этом (9), (11) и (4), получаем остальные три уравнения для $\dot{\rho}$, $\dot{h}$, $\dot{g}$:

$$\begin{aligned}\dot{h} \sin \rho &= \frac{1}{G} [L_x c_{11} + L_y c_{12} + L_z c_{13}] + \\&+ \sin \theta \cos \theta \sin g \left(\frac{\dot{A}}{A} \sin^2 \ell + \frac{\dot{B}}{B} \cos^2 \ell - \frac{\dot{c}}{c} \right) - \\&- \cos g \sin \theta \sin \ell \cos \ell \left(\frac{\dot{A}}{A} - \frac{\dot{B}}{B} \right); \\ \dot{\rho} &= -\frac{1}{G} [L_x c_{21} + L_y c_{22} + L_z c_{23}] - \sin \theta \cos \theta \cos g \left[\frac{\dot{A}}{A} \sin \ell + \frac{\dot{B}}{B} \cos^2 \ell - \frac{\dot{c}}{c} \right] + \\&+ \sin g \sin \theta \sin \ell \cos \ell \left(\frac{\dot{A}}{A} - \frac{\dot{B}}{B} \right); \\ \dot{g} &= G \left(\frac{\sin^2 \ell}{A} + \frac{\cos^2 \ell}{B} \right) - \frac{1}{G} \operatorname{ctg} \theta (L_x \cos \ell - L_y \sin \ell) - \\&- \frac{1}{G} \operatorname{ctg} \rho (L_x c_{11} + L_y c_{12} + L_z c_{13}) + \\&+ \operatorname{ctg} \rho \cos g \sin \theta \sin \ell \cos \ell \left(\frac{\dot{A}}{A} - \frac{\dot{B}}{B} \right).\end{aligned}\quad (15)$$

Системы уравнений (6) и (15) полностью представляют собой дифференциальные уравнения движения тела в переменных Андуайе.

Полезно иметь в виду, что если A , B , C постоянные, то уравнения вращательного движения тела в переменных Андуайе имеют вид:

$$\begin{aligned}\dot{G} &= (L_x \sin \ell + L_y \cos \ell) \sin \theta + L_z \cos \pi; \\ \dot{\theta} &= \left(\frac{1}{A} - \frac{1}{B} \right) G \sin \theta \sin \ell \cos \ell + \\&+ \frac{1}{G} [(L_x \sin \ell + L_y \cos \ell) \cos \theta - L_z \sin \theta]; \\ \dot{\rho} &= G \cos \theta \left(\frac{1}{C} - \frac{\sin^2 \ell}{A} - \frac{\cos^2 \ell}{B} \right) + \\&+ \frac{1}{G \sin \theta} (L_x \cos \ell - L_y \sin \ell); \\ \dot{g} &= G \left(\frac{\sin^2 \ell}{A} + \frac{\cos^2 \ell}{B} \right) - \frac{1}{G} \operatorname{ctg} \rho (L_x c_{11} + L_y c_{12} + L_z c_{13}) - \\&- \frac{1}{G} \operatorname{ctg} \theta (L_x \cos \ell - L_y \sin \ell); \\ \dot{h} &= \frac{1}{G \sin g} (L_x c_{11} + L_y c_{12} + L_z c_{13}),\end{aligned}\quad (16)$$

где L_x , L_y , L_z — проекции главного момента внешних сил, приложенных к данному телу.

Система уравнений вращательных движений твердого тела переменного состава в переменных Андуайе имеет вид:

$$\begin{aligned}\dot{G} &= [(L_x \sin \ell + L_y \cos \ell) \sin \theta + L_z \cos \theta] + \\&+ G \left[\sin^2 \theta \left(\frac{\dot{A}}{A} \sin^2 \ell + \frac{\dot{B}}{B} \cos^2 \ell \right) + \frac{\dot{c}}{c} \cos^2 \theta \right]; \\ \dot{\theta} &= \frac{1}{G} [(L_x \sin \ell + L_y \cos \ell) \cos \theta - L_z \sin \theta] + \\&+ G \sin \theta \sin \ell \cos \ell \left(\frac{1}{A} - \frac{1}{B} \right) + \\&+ \sin \theta \cos \theta \left[\frac{\dot{A}}{A} \sin^2 \ell + \frac{\dot{B}}{B} \cos^2 \ell - \frac{\dot{c}}{c} \right]; \\ \dot{\ell} &= \frac{1}{G \sin \theta} (L_x \cos \ell - L_y \sin \ell) + \left(\frac{\dot{A}}{A} - \frac{\dot{B}}{B} \right) \sin \ell \cos \ell + \\&+ G \cos \theta \left[\frac{1}{c} - \frac{\sin^2 \ell}{A} - \frac{\cos^2 \ell}{B} \right]; \\ \dot{h} \sin \rho &= \frac{1}{G} [L_x c_{11} + L_y c_{12} + L_z c_{13}] + \\&+ \sin \theta \cos \theta \sin g \left(\frac{\dot{A}}{A} \sin^2 \ell + \frac{\dot{B}}{B} \cos^2 \ell - \frac{\dot{c}}{c} \right) - \\&- \cos g \sin \theta \sin \ell \cos \ell \left(\frac{\dot{A}}{A} - \frac{\dot{B}}{B} \right); \\ \dot{\rho} &= -\frac{1}{G} (L_x c_{21} + L_y c_{22} + L_z c_{23}) - \\&- \sin \theta \cos \theta \cos g \left(\frac{\dot{A}}{A} \sin^2 \ell + \frac{\dot{B}}{B} \cos^2 \ell - \frac{\dot{c}}{c} \right) + \\&+ \sin g \sin \theta \sin \ell \cos \ell \left(\frac{\dot{A}}{A} - \frac{\dot{B}}{B} \right);\end{aligned}\quad (17)$$

$$\dot{g} = -\frac{ctg\theta}{G}(L_x \cos \ell - L_y \sin \ell) + G \left(\frac{\sin^2 \ell}{A} + \frac{\cos^2 \ell}{B} \right) - \frac{1}{G} ctg \rho (L_x c_{11} + L_y c_{12} + L_z c_{13}) + ctg \rho \cos g \times \\ \times \sin \theta \sin \ell \cos \ell \left(\frac{\dot{A}}{A} - \frac{\dot{B}}{B} \right) + \cos \theta \sin \ell \cos \ell \left(\frac{\dot{A}}{A} - \frac{\dot{B}}{B} \right).$$

Полученная новая форма уравнений вращательного движения тела переменного состава

подлежит дальнейшим исследованиям с целью установления простейших интегрируемых частных случаев движений. Введенные переменные Андуайе имеют ясный динамический и геометрический смысл, поэтому представляет интерес получить решение известных задач динамики твердого тела в переменных (3).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Космодемьянский А.А. Курс теоретической механики. Ч. II. М., 1966.
2. Баркин Ю.В. // Вест. МГУ. Серия физика, астрономия. 16. №46. 1975.

УДК 519.7+539.3

Н.Т. ЖАДРАСИНОВ

Векторная форма теоремы Бетти и дискретизация граничных интегралов методом криволинейных сеток

Классическая теорема Бетти связывает решения двух различных краевых задач для одной и той же области и представляет собой прямое следствие линейности уравнения равновесия и обобщенного закона Гука. В скалярном виде они получены для многих задач механики деформируемого твердого тела. Получаемые при этом граничные интегральные уравнения, как правило, дискретизируются с помощью конечного числа прямолинейных отрезков и в пределах каждого из них смещения и напряжения предполагаются постоянными, что представляет собой очень простую аппроксимацию системы интегральных уравнений. Повысить точность получаемых решений можно двумя способами. Первый состоит в предположении, что граничные смещения и усилия в пределах каждого граничного элемента, по крайней мере, изменяются по линейному закону. Второй способ заключается в использовании криволинейных сегментов, наиболее близко описывающих действительную геометрию контура. Это заметно сокращает число необходимых участков разбиения, например, при описании круговой границы [1. С. 136].

Для достижения точности результатов решения граничных интегральных уравнений в настоящем сообщении теорема Бетти формулируется в векторном виде: работа вектора сил или напряжений первого состояния на векторе перемещений второго состояния равна работе вектора сил или напряжений второго состояния на векторе перемещений первого состояния:

$$\int_{dS} \vec{\sigma} \cdot \vec{u}' dS = \int_{dS} \vec{\sigma}' \cdot \vec{u} dS \quad (1)$$

или

$$\int_S (\sigma^\alpha \vec{e}_\alpha) \cdot (u_\beta \vec{e}^\beta) \cdot dS = \int_S (\sigma'^\alpha \vec{e}_\alpha) \cdot (u_\beta \vec{e}^\beta) \cdot dS; \quad (\alpha, \beta = 1, 2), \quad (1^1)$$

где интегрирование выполняется по контуру S.

Единичная сила $\vec{F} = F^\alpha \cdot \vec{e}_\alpha = F^1 \cdot \vec{e}_1 + F^2 \cdot \vec{e}_2$, приложенная в точке i , в точке наблюдения j вызывает полный вектор перемещений $\vec{U}$:

$$\vec{U}_j = (u^{\alpha\beta} \cdot \vec{e}_\beta)_j = u^{11j} \cdot \vec{e}_{1j} + u^{12j} \cdot \vec{e}_{2j} + u^{21j} \cdot \vec{e}_{1j} + u^{22j} \cdot \vec{e}_{2j} \quad (2)$$

и полный вектор граничных усилий:

$$\vec{T}_j = \vec{t}_j^\alpha = (t^{\alpha\beta} \cdot \vec{e}_\beta)_j. \quad (3)$$

Вектор единичного воздействия $\vec{F}$ в точке i можно раскладывать на любую систему координат, в том числе на местные базисы точки j :

$$\vec{F}_i = (F^\alpha \cdot \vec{e}_\alpha)_i = (F^\alpha \cdot \vec{e}_\alpha)_j = (F^\beta \cdot \vec{e}_\beta)_j. \quad (4)$$

Поочередно умножая выражение (4) скалярно на взаимные базисы $\vec{e}_j^\alpha$, получим:

$$F_j^\alpha = (F^\beta \cdot \vec{e}_\beta)_i \cdot \vec{e}_j^\alpha = a_{\beta i}^{\alpha j} \cdot F_i^\beta, \quad (5)$$

где

$$a_{\beta i}^{\alpha j} = (\vec{e}^\alpha)_i \cdot (\vec{e}_\beta)_j = |\vec{e}^\alpha|_i \cdot |\vec{e}_\beta|_j \cdot \cos(\vec{e}^\alpha, \vec{e}_\beta), \quad (6)$$

называемый коэффициентом преобразования базисных векторов из точки в точку на граничной координатной линии. Следует отметить, что данный коэффициент является переменной при интегрировании по индексу, соответствующему точке наблюдения.

В случае рассмотрения j -го граничного участка и интегрирования по данному отрезку выражение усилий (3) можно сократить на один индекс:

$$\vec{T}_j = t^{\alpha\beta j} \cdot \vec{e}_{\beta j} = t^{\beta j} \cdot \vec{e}_{\beta j} = (t^\beta \cdot \vec{e}_\beta)_j. \quad (7)$$

Теорема Бетти на границе рассматриваемой области в аналитической форме запишется в виде (рис. 1):

$$\int_{dS} \vec{T} \cdot \vec{u}' \cdot dS = \int_{dS} \vec{T}' \cdot \vec{u} \cdot dS. \quad (8)$$

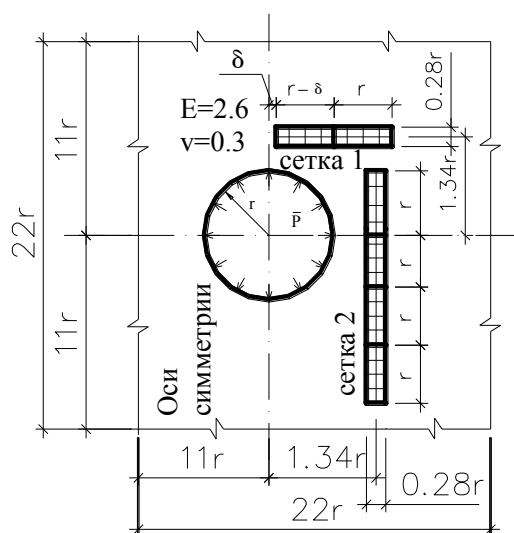


Рис. 1. Круговое отверстие под действием равномерного давления

Учитывая первую квадратичную форму Гаусса контурной линии $dS = \sqrt{a_{11}} dx^1$, можем переписать выражение левой части формулы (8), учитывая постоянство вектора граничных усилий $\vec{T}$ и метрики $\sqrt{a_{11}}$ в пределах отрезка:

$$\int_{dS} \vec{T} \cdot \vec{u}' \cdot dS = \int_{dx^1} \vec{T} \cdot \vec{u}' \cdot \sqrt{a_{11}} dx^1 = \sqrt{a_{11}} (t^\beta \vec{e}_\beta) \cdot \int_{dx^1} \vec{u}' dx^1. \quad (9)$$

Умножая полученное выражение на единичное воздействие $F_j^1 = F_i^\alpha \cdot \vec{e}_\alpha \cdot \vec{e}_j^1$ и F_j^2 , получим:

$$\sqrt{a_{11}} t_j^\beta F_i^\alpha \vec{e}_\alpha \cdot \vec{e}_j^1 \int_{dx_j^1} \vec{u}' dx_j^1 \quad \text{— для первого уравнения и}$$

$$\sqrt{a_{11}} t_j^\beta F_i^\alpha \vec{e}_\alpha \cdot \vec{e}_j^2 \int_{dx_j^1} \vec{u}' dx_j^1 \quad \text{— для второго уравнения.}$$

Окончательно можем переписать в виде:

$$\sqrt{a_{11}} \cdot (F_i^1 \cdot a_{1i}^{1j} + F_i^2 \cdot a_{2i}^{1j}) \cdot \left(t_j^1 \int_{dx_j^1} \vec{u}' \cdot dx_j^1 + t_j^2 \int_{dx_j^1} \vec{u}' \cdot dx_j^1 \right).$$

Аналогичные операции проделаем для единичного воздействия F_j^2 .

Теперь отдельно рассмотрим подынтегральные выражения в (9):

$$\begin{aligned} \int \vec{u}' dx_j^1 &= \int (u_\alpha \vec{e}^\alpha)_j dx_j^1 = \int (\sqrt{a_{\alpha\alpha}} u_{(\alpha)} \vec{e}^\alpha dx^1)_j = \\ &= \sqrt{a_{\alpha\alpha}} \int G_{\alpha\beta}^{ij} F_i^{(\beta)} \vec{e}_j^\alpha dx_j^1 = \sqrt{a_{\alpha\alpha}} \int \frac{\sqrt{a_i^{\gamma\gamma}}}{\sqrt{a_i^{\beta\beta}}} G_{\alpha\beta}^{ij} F_{(\gamma)i} a_{\gamma i}^{\beta j} \vec{e}^\alpha dx_j^1 = (10) \\ &= (\sqrt{a_{\alpha\alpha}} \sqrt{a_i^{\gamma\gamma}} a_{\gamma i}^{\beta j} / \sqrt{a_i^{\beta\beta}}) F_{(\gamma)i} \int G_{\alpha\beta}^{ij} \vec{e}_j^\alpha dx_j^1. \end{aligned}$$

В выражениях (10) учтены следующие формулы перехода от ковариантных u_α , F_α и контравариантных u^β , F^β компонент векторов перемещений и усилий в соответствующие физические $u_{(\alpha)}$, $F_{(\alpha)}$ величины и наоборот:

$$u_\alpha = \sqrt{a_{\alpha\alpha}} u_{(\alpha)}, \quad u_{(\alpha)}^j = G_{\alpha\beta}^{ij} F_i^{(\beta)j}, \quad F_i^\beta = F_{(\alpha)}^\alpha a_{\alpha i}^{\beta j},$$

$$\sqrt{a_i^{\beta\beta}} F_{(\beta)j} = \sqrt{a_i^{\alpha\alpha}} F_{(\alpha)i} a_{\alpha i}^{\beta j},$$

$$F_{(\beta)j} = \sqrt{a_i^{\alpha\alpha}} / \sqrt{a_i^{\beta\beta}} F_{(\alpha)i} a_{\alpha i}^{\beta j}, \quad (11)$$

где $G_{\alpha\beta}$ — фундаментальные сингулярные решения уравнений теории упругости для плоской деформации [1].

После соответствующих сокращений коэффициентов внутренней метрики и введя обозначения:

$$\mathfrak{Z}_{(1)} = F_{(1)i} \cdot a_{1i}^{1j} + F_{(2)} \cdot a_{2i}^{1j} / \sqrt{a_i^{11}};$$

$$\mathfrak{Z}_{(2)} = F_{(1)i} \cdot \sqrt{a_i^{11}} \cdot a_{1i}^{2j} + F_{(2)} \cdot a_{2i}^{2j},$$

выражение (10) можно переписать в компактной форме:

$$\begin{aligned} \int \vec{u}' dx_j^1 &= \sqrt{a_{11}} \mathfrak{Z}_{(1)} \int G_{11}^{ij} \vec{e}_j^1 dx_j^1 + \sqrt{a_{11}} \mathfrak{Z}_{(2)} \int G_{12}^{ij} \vec{e}_j^1 dx_j^1 + \\ &+ \sqrt{a_{22}} \mathfrak{Z}_{(1)} \int G_{21}^{ij} \vec{e}_j^2 dx_j^1 + \sqrt{a_{22}} \mathfrak{Z}_{(2)} \int G_{22}^{ij} \vec{e}_j^2 dx_j^1. \end{aligned}$$

Учитывая $\sqrt{a_{22j}} = 1$ и собирая подобные члены при $\mathfrak{Z}$, получим:

$$\begin{aligned} \int \vec{u}' dx_j^1 &= \mathfrak{Z}_{(1)} \left[\sqrt{a_{11}} \int G_{11}^{ij} \vec{e}_j^1 dx_j^1 + \int G_{21}^{ij} \vec{e}_j^2 dx_j^1 \right] + \\ &+ \mathfrak{Z}_{(2)} \left[\sqrt{a_{11}} \int G_{12}^{ij} \vec{e}_j^1 dx_j^1 + \int G_{22}^{ij} \vec{e}_j^2 dx_j^1 \right] = \\ &= \mathfrak{Z}_{(\beta)} \sqrt{a_{\alpha\alpha}} \int G_{(\alpha\beta)}^{ij} \vec{e}_j^\alpha dx_j^1, \quad (\alpha, \beta = 1, 2). \end{aligned} \quad (12)$$

Правая часть уравнения (8) запишется в виде:

$$\int \vec{u}_j \vec{T}_j dS_j = \sqrt{a_{11}} \vec{u}_j \int \vec{T}_j dx_j^1 = \sqrt{a_{11}} (u_\alpha \vec{e}^\alpha)_j \int \vec{T}_j dx_j^1. \quad (13)$$

В свою очередь, усилия $\vec{T}'$ выражаются через компоненты тензора напряжений $\sigma^{\alpha\beta}$ и тензора деформаций $\varepsilon_{\alpha\beta}$, которые определяются с помощью компонент вектора перемещений $\vec{u} = u_\alpha \vec{e}^\alpha = u^\beta \vec{e}_\beta$:

$$\vec{T}' = (T^\alpha \vec{e}_\alpha) = (\sigma^{\alpha\beta} \vec{e}_\beta \cdot \vec{e}^\alpha); \quad \sigma^{\alpha\beta} = \int (\varepsilon_{\delta\gamma});$$

$$\varepsilon_{\alpha\beta} = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial \vec{u}}{\partial x^\alpha} \cdot \vec{e}_\beta + \frac{\partial \vec{u}}{\partial x^\beta} \cdot \vec{e}_\alpha \right); \quad u_\alpha = \int (G_{\alpha\beta}).$$

Когда точка приложения нагрузки и точка наблюдения совпадают, полученные при этом различные функции имеют слабую сингулярность. Такой подход имеет огромное значение, если решаются дифференциальные уравнения высокого порядка такие, как для задач изгиба пластин. В традиционном методе граничных элементов возникают так называемые сильные сингулярности. Некоторые интегралы при этом не всегда будут существовать как собственные и не всегда удастся вычислить их предельные значения. Предложенная в настоящей статье формулировка позволяет при любом порядке дифференциальных уравнений иметь лишь слабую сингулярность.

В качестве примера применения описанного выше метода для проверки его сходимости и составленной на его основе вычислительной

программы исследовалась пластина с круговым отверстием с удаленными границами, нагруженная единичным нормальным давлением по поверхности отверстия (рис. 1). Данная задача рассматривалась в [2] как полубесконечная пластина с круговым отверстием, расположенным вблизи прямолинейной границы [2,3] (рис. 2). Расстояние между центром отверстия и прямолинейной поверхностью ($x=0$) составляет 1,34 радиуса отверстия r . Вследствие симметрии рассматривалась половина поверхности отверстия и дискретизировалась 24-мя граничными элементами. Следует отметить, что для данной задачи имеются также аналитическое решение Джеффри [5] и Миндлина [6]. Во всех этих работах эта задача рассматривалась как внутренняя круглая полость в бесконечной области и на границе $x=0$ назначались характерные узлы для определения компонент напряжений $\sigma_y/\bar{p}$, представленные также как внутренние точки.

Расчетные схемы, принятые авторами работ [2,3,4] и [5,6], принципиально отличаются между собой. Как отмечено в [2,4], результаты [5,6] получены аналитическим способом как внутренняя задача без обозначения контуров границ, предполагая их удаленными на бесконечность, а авторы [3] эту же задачу решают как полубесконечную (бесконечность задана лишь по горизонтальному направлению, а x является осью симметрии), а прямолинейная граница вдоль оси y (при $x=0$) расположена достаточно близко к отверстию. В связи с этим, несколько непонятно полное совпадение их результатов, когда решены задачи с разными расчетными схемами (рис. 3). По-видимому, у авторов [3] на графике напряжения упущен множитель 10 по оси ординат $\sigma_y/\bar{p}$.

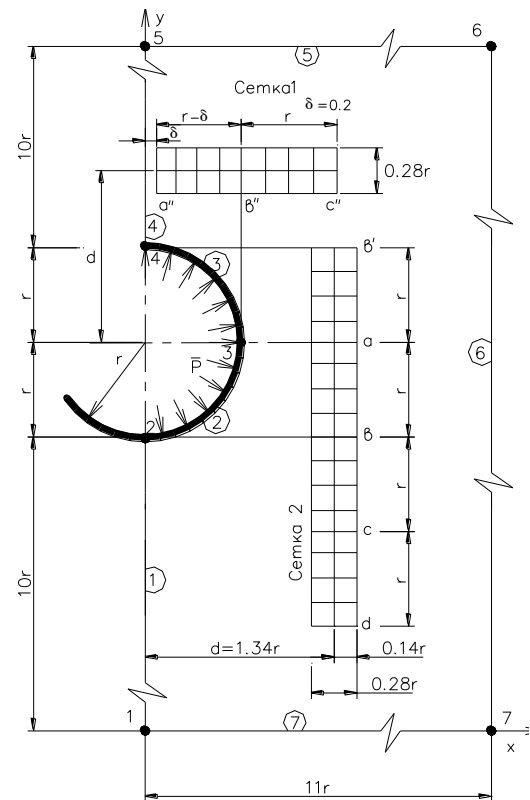


Рис. 2. Расчетная схема

В настоящей работе данная задача моделировалась как пластина с достаточно удаленными границами с круговым отверстием в центре (рис. 2), нагруженная равномерным внутренним давлением. Хотя имеются две оси симметрии, рассматривалась не одна четверть, а правая половина всей пластины и горизонтальная ось симметрии использовалась

для проверки результатов расчета и оценки сходимости решения вблизи границ в узлах внутренних сеток.

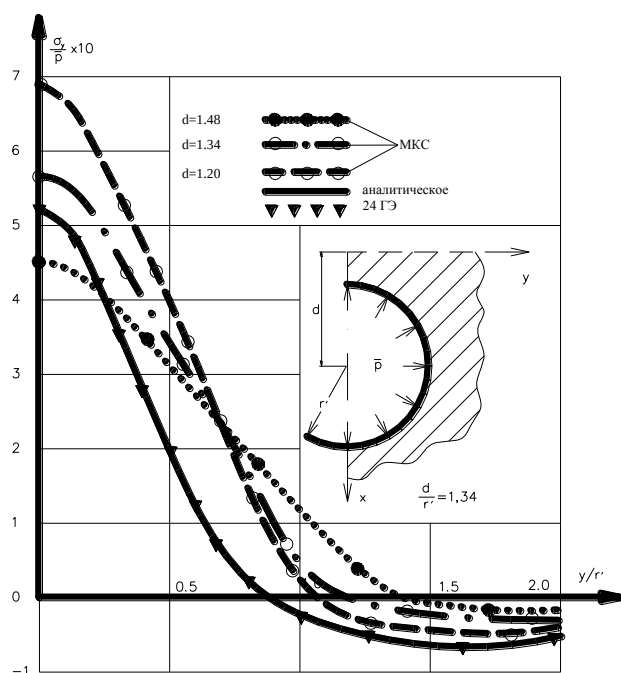


Рис. 3. Сравнение значений нормального напряжения,

полученного с помощью МКС, с результатами других работ

Как известно, после решения граничной задачи и определения неизвестных смещений и усилий на контуре произвольной области, можно вычислить напряженно-деформированное состояние с помощью формулы Сомильяны [6,7. С.245-247], во внутренних точках, которые, как правило, назначаются в виде узлов внутренних сеток четырехугольной формы, в частности — прямоугольной (рис. 2, 3) или круглой — с равномерным расположением точек в пределах каждой из намеченных сеток. На рис. 3 приведены результаты решения данной задачи с помощью прилагаемого метода для различных сечений в узлах нанесенных сеток и сравнительные графики изменения горизонтального напряжения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Крауч С., Старфилд А. Методы граничных элементов в механике твердого тела / Пер. с англ. М.: Мир, 1987. 328 с.
2. Бреббия К., Теллес Ж., Вроубел Л. Методы граничных элементов. М.: Мир, 1987. 524 с.
3. Telles J.C.F., Brebbia C.A. Boundary element solution for half-plane problems. — Int. J. Solids Structures 17, 1149-1158 (1981).
4. Теллес Д.К.Ф. Применение метода граничных элементов для решения неупругих задач / Пер. с англ. В.Н. Сидорова; Под ред. В.М. Лиховцева. М.: Стройиздат, 1987. 160 с.
5. Jeffery G.B. Plane stress and plane strain in bipolar coordinates. — Trans. Roy. Soc. (London), Ser. A 221, 265-293 (1920).
6. Mindlin R.D. Stress distribution around a hole near the edge of a plate under tension, Proc. Soc. Exptl. Stress. Anal. 5, 56-68 (1948).
7. Ляв А.Е. Математическая теория упругости. М.-Л., 1935.

УДК 621.311.016.628.12004.3

Т.А. САДЫКБЕК

Б.Т. ТАНАГУЗОВ

Методика расчета уравнений неустановившегося движения жидкости в напорных системах трубопровода

Дифференциальные уравнения, описывающие процесс гидравлического удара, были получены еще Н.Е. Жуковским (1899 г.). После него большая теоретическая работа в этой области была выполнена в СССР И.А. Чарным [1].

При принятии указанных выше в [1] допущений дифференциальные уравнения, описывающие процессы неустановившегося движения воды в трубопроводах, могут быть записаны в следующем виде [2]:

$$\frac{dv}{dt} + g \frac{dH}{dx} + v \frac{dv}{dx} + \lambda \frac{[v]v}{2d} = 0, \quad (1)$$

$$\frac{dH}{dt} + v \frac{dH}{dx} + \frac{a^2}{g} \frac{dv}{dx} = 0, \quad (2)$$

где H и v — неизвестные функции (напор H и скорость движения воды v);

x — координата;

t — время;

a — скорость распространения волн;

λ — коэффициент сопротивления на трение по длине трубопровода.

В настоящее время используется ряд методов решения уравнения нестационарного движения жидкости в трубопроводе.

Точные (аналитические) методы решения. Для решения этим методом уравнения движения жидкости (1), (2) линеаризовались, при этом член уравнения

$$\lambda \frac{[v]v}{2d} \text{ представляли в виде } K_y v, \text{ где } K_y = \frac{\lambda |v_{cp}|}{2d},$$

конвективные члены в уравнениях не учитывались. После этих допущений уравнения (1) и (2) принимали форму известных телеграфных уравнений [1]. Решение задач, связанных с неустановившимся движением жидкости в трубопроводах, методом Фурье получается в виде тригонометрического ряда с бесконечно большим числом членов. Решение методом Фурье могло быть получено лишь для относительно несложных случаев гидравлического удара. Следует отметить, что на результаты решения в значительной степени влияет то, как будет осуществляться линеаризация уравнения (1), т.е. в простейшем случае принимают $v_{cp} = \frac{v_0}{2}$, считая, что v может изменяться от v_0 до 0. Более точным способом является линейно-кусочная аппроксимация параболы, определяющая зависимость между потерями напора и скоростью движения воды.

Практически для решения необходимо принять определенное число членов тригонометрического ряда и получить решение в виде суммы конечного числа принятых членов, то есть фактически решение будет численным. Для исследования неустановившегося напорного движения жидкостей в трубах, кроме метода Фурье, были использованы также метод контурных интегралов и операционный [1].

Решение точными методами может быть получено лишь для определенного круга краевых условий, а большинство практических задач, связанных с возникновением переходных процессов в напорных системах водоподачи, этими методами не могут быть решены. Например, случаи, сопровождающиеся образованием разрывов сплошности потока в трубопроводах, учет изменения скорости распространения волн вследствие нерастворенного в воде воздуха, изменение режимов работы насосных агрегатов.

Графические методы решения. До появления ЭВМ решение практических задач, связанных с неустановившимся движением жидкости в напорных трубопроводах, в основном осуществляли графическими методами [3]. В СНГ наиболее известен метод, разработанный в [3], причем рассмотрены не только случаи переходных процессов в напорных трубопроводах, но и в электрических сетях и в других областях механики. Графические построения для нахождения напора H и скорости v (расхода Q) проводят в координатах $H-v$ или $H-Q$.

С помощью графических, а в отдельных случаях графоаналитических методов, решали достаточно сложные случаи переходных процессов в напорных системах водоподачи, например, вызываемые отключениями насосных агрегатов, сопровождающимися образованием разрывов сплошности потока в трубопроводах и с учетом действия противоударной арматуры. Однако для практического использования графических методов

необходимо прежде всего иметь достаточный опыт их проведения. Кроме того, эти методы трудоемки, и в настоящее время их применяют очень редко.

Численные методы решения. Применение ЭВМ позволило в дальнейшем значительно усовершенствовать методику проведения расчетов переходных процессов в напорных системах водоподачи: выполнять расчеты для различных случаев изменения режимов работы насосных агрегатов и изменения степени открытия запорной и другой трубопроводной арматуры; учитывать распространение волн не только в одиночных трубопроводах, но и в сетях трубопроводов, а также влияние образования разрывов сплошности потока и наличие в воде нерастворенного воздуха и другие факторы. Практически численное решение осуществляется методом сеток или характеристик.

В первом случае проводят интегрирование дифференциальных уравнений, описывающих неустановившееся движение жидкости в трубопроводах конечно-разностными методами при аппроксимации производных разностями [4]. Для решения необходимо выбрать сетку по осям x и t , которая, в частности, может быть прямоугольной. Решение для каждой точки сетки может быть получено по известным функциям для ее соседних узлов.

Поскольку одна из переменных — время, задачу решают послойным вычислением последовательно для каждого момента времени с принятым шагом Δt . Для $t=0$ значения H и v определяются известными начальными условиями. Все производные, входящие в уравнение и краевые условия, заменяют разностями функций в узлах сетки. Получающиеся при этом алгебраические уравнения называют разностной схемой решения и для них находят приближенное (разностное) решение в узлах сетки.

Наиболее часто для расчетов неустановившегося движения жидкостей в трубопроводах как в СНГ, так и за рубежом, используют метод характеристик. Решение задач, связанных с неустановившимся движением жидкости в напорных трубопроводах методом характеристик, было подробно рассмотрено [1,2].

Как показано в [5], расчет нестационарного процесса при внезапном отключении электропитания может быть составлен на основе введения промежуточного переменного — частоты вращения насосного агрегата. В этом случае расчет нестационарного процесса сводится к получению решений дифференциального уравнения движения насосного агрегата на последовательных интервалах времени. Погрешность решения в этом случае при сопоставлении с экспериментальными данными не превышает 5%.

Уравнения неустановившегося движения жидкости в трубопроводах с учетом плотности воды, зависящей только от давления P (напор $H=P/\gamma+Z$), можно записать

$$\begin{cases} -\frac{\partial P}{\partial x} = \rho \frac{\partial v}{\partial t} + \frac{\lambda}{2d} |v|v \\ \frac{\partial P}{\partial t} = \rho c^2 \frac{\partial v}{\partial x} \end{cases} \quad (3)$$

где P — приведенное давление;
 λ — коэффициент сопротивления на трение по длине трубопровода;
 d — диаметр трубопровода;
 ρ — плотность жидкости;
 v — средняя скорость жидкости в сечении трубы;
 c — скорость распространения волн;
 x — координата, отсчитываемая вдоль оси трубы в сторону течения жидкости;
 t — время.

Для решения (3) должны быть заданы начальные условия, определяющие давление P и скорость v до возникновения переходного процесса, т.е. $P=P(x)$ и $v=v(x)$ при $t \leq 0$, и граничные (краевые) условия, которые определяют изменение функций и их производных на границах трубопроводов.

При внезапном отключении электропитания двигателей насосных агрегатов (случай внешнего короткого замыкания в сети), отключении электропитания двигателей насосных агрегатов (случай индивидуального выбега агрегатов при коротком замыкании во внешней сети) расчет изменения частоты вращения насосных агрегатов, давления и скоростей движения жидкости по длине трубопровода во времени выполняется путем решения систем уравнений (3) в области ($0 \leq x \leq L$, $t \geq 0$), удовлетворяющих начальным условиям $V=V(x)$ и $P=P(x)$ при $t=0$, и $0 \leq x \leq L$ и граничным условиям: $x=0 \rightarrow V=f_1(t)$; $p=f_2(t)$; $x=L \rightarrow V=\varphi_1(t)$; $P=\varphi_2(t)$.

Начальные условия в нашем случае означают, что до момента времени $t=0$ движение было стационарным, т.е. для $t \leq 0$ P и V не зависят от времени.

Граничные условия, обусловленные характером возмущений потока жидкости на границах участков трубопровода, в нашем случае представляют собой функциональные зависимости, связывающие между собой значения скорости, давления и времени в трех фиксированных сечениях трубопровода: начальном (головная насосная станция), промежуточном (промежуточная насосная станция) и конечном.

Путем использования известных зависимостей между моментом на валу насоса и потребляемой мощностью, законов гидравлического подобия и прямолинейной аппроксимации характеристики мощности насосного агрегата при номинальной частоте вращения уравнения движения энергетического баланса насосного агрегата после отключения электроснабжения можно написать в следующем виде:

$$\frac{d\omega_t}{dt} = \left[\frac{(\tilde{A} - N_{TO}) \left(\frac{\omega_t}{\omega_0} \right)^3 + f Q_t \left(\frac{\omega_t}{\omega_0} \right)^2}{J \omega_t} + \frac{N_{TO}}{j \omega_0} \right], \quad (4)$$

где $\tilde{A}, f$ — константы аналитической аппроксимации прямой характеристики мощности насоса, определяемые по следующим выражениям:

$$\left. \begin{aligned} \tilde{A} &= N_Q = 0, \\ f &= \frac{\sum Q_i (N_i - \tilde{A})}{\sum Q_i^2}, \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

где N_{TO} — составляющая мощности насоса, обусловленная сухим трением.

Если изменение частоты вращения насоса записать в относительных единицах $\left(\delta_t = \frac{\omega_t}{\omega_0} \right)$, а

значение расхода Q_t заменить из соотношения $Q_t = 0,25 \pi D^2 V_t$, то формулу (4) можно записать в следующем виде:

$$\frac{d\delta}{dt} = -\frac{1}{J \omega_0^2} \left\{ \delta_t \left[(\tilde{A} - N_{TO}) \delta_t + 0,25 f \pi D^2 V_t \right] + N_{TO} \right\}. \quad (6)$$

При отключении электропитания насоса вал его продолжает еще некоторое время вращаться в нужном направлении. В этом случае характеристику насоса в необходимый момент времени t можно найти с помощью закона гидравлического подобия по выражению:

$$P_t = a \left(\frac{\omega_t}{\omega_0} \right)^2 - b Q_t^2 = a \delta_t^2 - b (0,25 \pi D^2 V_t)^2, \quad (7)$$

где a, b — константы аналитической аппроксимации параболы характеристики напора насоса, определяемые из соотношений:

$$\left. \begin{aligned} a &= H_{Q=0}, \\ b &= \frac{\sum (a - H_i) Q_i^2}{\sum Q_i^4}. \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

Уравнения (7) и (8) являются математической формулировкой граничных условий при внезапной потере электропитания насосного агрегата.

Заметим, что для магистрального трубопровода решение системы уравнений (3) для первого участка (вертикального) трубопровода связано граничными условиями с решением на втором участке (горизонтальном). Следовательно, для получения давлений и скоростей движения жидкости на первом участке нужно искать одновременно решение и для второго участка. Аналитическое решение такой совокупности задач для квазилинейных гиперболических систем с нелинейными граничными условиями не найдено. Из численных методов наиболее эффективным в этом случае является метод характеристик, в основе которого лежит идея замены интегрирования уравнений движения реальной жидкости в трубах (3) интегрированием дифференциальных соотношений:

по прямой характеристике:

$$d\Pi + dV + a(V)|V|V d\tau = 0; \quad (9)$$

по обратной характеристике:

$$D\Pi - dV + a(V)|V|V d\tau = 0, \quad (10)$$

где $\tau, \Pi, V, a(V)$ — безразмерные переменные системы

уравнений (3), определяемые по выражениям:

$$\tau = \frac{\tilde{n}t}{L}; \quad \ddot{I} = \frac{P}{c\rho V_0}; \quad V = \frac{V_1}{V_0}; \quad a(V) = \frac{\lambda(V_1)V_0L}{2Dc}.$$

В основе численного решения задач для гиперболических систем квазилинейных уравнений лежит замена дифференциальных соотношений (9) – (10) конечно-разностными уравнениями. Разобьем весь трубопровод на n -отрезков. Если в плоскости ξ, τ , где $\xi=X/L$, имеются две точки с координатами (ξ_1, τ_1) и $(\xi_1 + \frac{1}{n}, \tau_1)$, в которых известны значения функций Π и V , то, проводя через первую точку прямую характеристику, а через вторую точку — обратную, получим в их пересечении третью точку с координатами, являющимися решением системы уравнений (3) при безразмерных переменных Π, V, ξ, τ и $a(V)$. Заменяя дифференциалы, входящие в (9) – (10), конечными разностями, получим систему уравнений для определения $\ddot{I}_3^{(i)}$ и $V_3^{(i)}$ (индекс (i) означает первое приближение).

$$\begin{aligned} \ddot{I}_3^{(i)} - \ddot{I}_1 + V_3^{(i)} - V_1 + a(V_1)|V_1|V_1 \frac{1}{2n} &= 0, \\ \ddot{I}_3^{(i)} - \ddot{I}_2 - V_3^{(i)} + V_2 - a(V_2)|V_2|V_2 \frac{1}{2n} &= 0. \end{aligned} \quad (11)$$

Определяя отсюда $\ddot{I}_3^{(i)}$ и $V_3^{(i)}$, находим второе приближение для Π_3 и V_3 , заменяя, $a_{1,2}|V_{1,2}|V_{1,2}$ на $a\left(\frac{V_{1,2}+V_3^{(1)}}{2}\right) \times \left|\frac{V_{1,2}+V_3^{(1)}}{2}\right| \frac{V_{1,2}+V_3^{(1)}}{2}$, затем третье и так далее до тех пор, пока i -е приближение не совпадет с $i+1$ заданной точностью.

Эти построения справедливы, если точка 3 — внутренняя точка участка. Для нахождения давлений, скоростей движения жидкости в граничной точке необходимо решать совместно соотношения на характеристиках и граничные соотношения.

С учетом вышесказанного, для расчета нестационарных процессов в магистральном трубопроводе, состоящем из двух участков и имеющем три граничные точки, получены следующие системы уравнений:

для первой граничной точки (насос главной станции, $\Pi_1 = \Pi_{атм}$; $V_1 = 0$):

$$\left. \begin{aligned} V_3^{(1)} &= \ddot{I}_3^{(1)B} - \ddot{I}_{\partial\partial i} - \ddot{I}_2 + V_2 - a(V_2)|V_2|V_2 \frac{1}{2n} = 0; \\ \ddot{I}_3^{(1)A} &= a_1\delta_1^2 - b_1(0.25\pi D^2 V_{3(1)})^2 + \ddot{I}_{\partial\partial i}; \\ \frac{d\delta_1}{dt} &= -\frac{1}{J_1\omega_{0(1)}} \left\{ \delta_1 \left[\delta_1(\ddot{A} - N_{TO(1)}) + f_1 \frac{\pi D^2 V_{3(1)}}{4} \right] + N_{TO(1)} \right\}; \end{aligned} \right\} \quad (12)$$

для промежуточной насосной станции:

$$\left. \begin{aligned} V_3^{(1)} &= 0,5 \left\{ \ddot{I}_3^{(1)B} - \ddot{I}_3^{(1)h} - \ddot{I}_2 + \ddot{I}_1 + V_1 + V_2 - \right. \\ &\quad \left. - \frac{1}{2n} [a(V_2)|V_2|V_2 + a(V_1)|V_1|V_1] \right\}; \\ \ddot{I}_3^{(1)A} &= 0,5 \left\{ \ddot{I}_3^{(1)B} - \ddot{I}_3^{(1)h} + \ddot{I}_2 + \ddot{I}_1 + V_1 - V_2 + \right. \\ &\quad \left. + \frac{1}{2n} [a(V_2)|V_2|V_2 + a(V_1)|V_1|V_1] \right\}; \\ \ddot{I}_3^{(1)B} - \ddot{I}_3^{(1)h} &= a_2\delta_2^2 - b_2(0.25\pi D^2 V_{3(2)})^2; \\ \frac{d\delta_2}{dt} &= -\frac{1}{J_2\omega_{0(2)}} \left\{ \delta_2 \left[\delta_2(\ddot{A}_2 - N_{TO(2)}) + f_2 \frac{\pi D^2 V_{3(2)}}{4} \right] + N_{TO(2)} \right\}; \end{aligned} \right\} \quad (13)$$

для концевой граничной точки трубопровода ($V_2=0$; $\Pi_2 = \Pi_{атм}$):

$$\left. \begin{aligned} V_3 &= \ddot{I}_1 - \ddot{I}_3 + V_1 - a(V_1)|V_1|V_1 \frac{1}{2n}; \\ \ddot{I}_3 &= \frac{V_3^2}{2g}; \end{aligned} \right\} \quad (14)$$

для промежуточных точек трубопровода:

$$\left. \begin{aligned} V_3^{(1)} &= 0,5 \left\{ \ddot{I}_1 - \ddot{I}_2 + V_1 + V_2 - \frac{1}{2n} \times \right. \\ &\quad \left. \times [a(V_2)|V_2|V_2 + a(V_1)|V_1|V_1] \right\}; \\ \ddot{I}_3^{(1)A} &= 0,5 \left\{ \ddot{I}_2 + \ddot{I}_1 + V_1 - V_2 + \frac{1}{2n} \times \right. \\ &\quad \left. \times [a(V_2)|V_2|V_2 + a(V_1)|V_1|V_1] \right\}; \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

где $\ddot{I}_3^{(1)A}$ — первое приближение функции Π в точке 3 справа (давление на выходе насосной станции); $\ddot{I}_3^{(1)h}$ — первое приближение функции Π в точке 3 слева (давление на приеме станции); $\Pi_{атм}$ — атмосферное давление с учетом приведения системы (3) к безразмерным переменным; $a(V)$ — безразмерная характеристика гидравлического сопротивления, определяемая для жидкости по выражению:

$$a(V) = \frac{g j_{kp} \left[\left(\frac{V_{kp}}{V} \right) + \left(\frac{V}{V_{kp}} \right)^2 \right] V_0 L}{2cV^2}.$$

Рассмотрим порядок решения систем уравнений вида (12) и (13). Пусть, например, для системы (12) известно значение δ в момент времени τ_k . Требуется найти значение всех искомых величин в момент времени $\tau_{k+1} = \tau_k + \frac{1}{n}$. За нулевое приближение $\delta_{k+1}^{(0)}$ примем δ_k . Для $i+1$ -го приближения $\delta_{k+1}^{(i+1)}$ имеем рекуррентную формулу, полученную заменой последнего из уравнений (12) конечно-разностным уравнением:

$$\begin{aligned} \delta_{k+1}^{(i+1)} &= \delta_k - \frac{1}{2Jn\omega_0^2} \left\{ \frac{\delta_k + \delta_{k+1}^{(i)}}{2} \left[\frac{\delta_k + \delta_{k+1}^{(i)}}{2} \times \right. \right. \\ &\quad \left. \left. \times (\ddot{A} - N_{TO}) - f \frac{\pi D^2}{4} V_3 \right] + N_{TO} \right\}. \end{aligned} \quad (16)$$

Берем вместо неизвестного значения V_3 в момент времени τ_{k+1} значение V_3 в предыдущий момент τ_k , определяем из (16) $\delta_{k+1}^{(1)}$, затем, решая совместно первые три уравнения из (12), находим $V_3^{(1)}$, которое уточняем описанным выше методом. Полученные значения V_3 и $\delta_{k+1}^{(1)}$ подставляем в (16) и определяем из него $\delta_{k+1}^{(2)}$. Если $|\delta_{k+1}^{(2)} - \delta_{k+1}^{(1)}| < \varepsilon$ (ε — заданная погрешность), принимаем V_3 и δ в момент времени τ_{k+1} найденные последние приближения их и определяем из (12) $\ddot{r}_3^k$ и $\ddot{r}_3^A$. Если $|\delta_{k+1}^{(2)} - \delta_{k+1}^{(1)}| > \varepsilon$, повторяем весь процесс вычислений до совпадения $\delta_{k+1}^{(i+1)}$ с $\delta_{k+1}^{(i)}$ с заданной точностью.

При расчетах переходных процессов в магистральном трубопроводе, возникающих в режиме выбега и группового самозапуска двигателей насосных агрегатов станций, вышеописанная методика должна быть изменена. Это обусловлено наличием электромагнитных моментов на валу двигателей в рассматриваемых режимах.

По вышеописанной методике расчета переходных процессов в магистральном трубопроводе, возникающих при внезапном отключении электропитания двигателя насосных агрегатов (короткое замыкание во внешней сети), разработаны алгоритм и реализующая его программа расчета.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Чарный И.А. Неустойчивое движение реальной жидкости в трубах. М.: Недра, 1975. 296 с.
2. Вишневский К.П. Переходные процессы в напорных системах водоподачи. М.: Агропромиздат, 1986. 135 с.
3. Бержерон Л. От гидравлического удара в трубах до разряда в электрической сети (общий графический метод расчета) / Пер. с франц. М.: Машгиз, 1962. 348 с.
4. Калиткин Н.Н. Численные методы. М.: Наука, 1978. 504 с.
5. Полянская Л.В. Расчет неустойчивого движения жидкости в трубопроводе, оборудованном центробежными насосами // Нефтяное хозяйство 1965. №10. С. 17-22.
6. Садыкбек Т.А., Танагузов Б.Т. Моделирование режимов системы электроснабжения с электромеханической нагрузкой. Алматы: Гылым, 2003. 160 с.

УДК 535.37

К.Р. КУРБАНОВ
В.М. ЮРОВ
Т.А. КУКЕТАЕВ
Ю.С. СИДОРЕНЯ

Экситоны и экситонные процессы в слоистых кристаллах

Кристаллы $BiOX$ и $Sb_4O_5X_2$ ($X=Cl, Br$) имеют ярко выраженное слоистое строение. В пакете между слоями связь носит ионный характер, а между пакетами — ван-дер-ваальсовый.

Впервые для этих кристаллов измерены комптоновские профили (КП) рассеяния рентгеновских лучей. Применяемая традиционно методика получения КП с использованием в качестве объекта легких элементов и их соединений, а также аппаратуры малой мощности излучения не давала удовлетворительных результатов при изучении тяжелых элементов, поскольку имело место двойное комптоновское рассеяние, что приводило к искажению интенсивности и формы КП [1]. Для устранения этих недостатков нами использовалась установка, показанная на рисунке 1 и включающая в свой состав высокоразрешающий рентгеновский спектрометр ФРС-2, выполненный по схеме Кошуа, рентгеновский аппарат РА со стабилизированным источником высокого напряжения, трубку РТ с молибденовым анодом, КМ-кристалл монохроматор, пластину П кристалла анализатора. Сигнал от кристалла-анализатора поступал через чувствительный элемент ППД на счетную стойку ССД. Условия эксперимента были выбраны так, чтобы можно было исследовать когерентную и некогерентную части рассеяния.

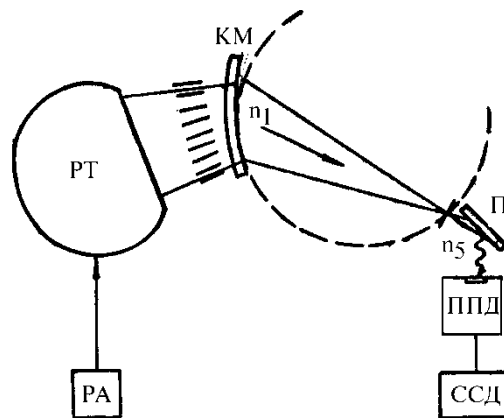


Рис. 1. Схема установки для наблюдения комптоновских профилей

На рис. 2 в качестве примера показан спектр рассеяния M_oK_L -линии для $BiOCl$. Анализ КП оксогологенидов висмута и сурьмы с использованием волновых функций, полученных методом Хартри-Фока, показал их компактность, так что в этих кристаллах мы имеем дело с экситонами катионного типа. Такой результат из оптических измерений получен нами в [2].

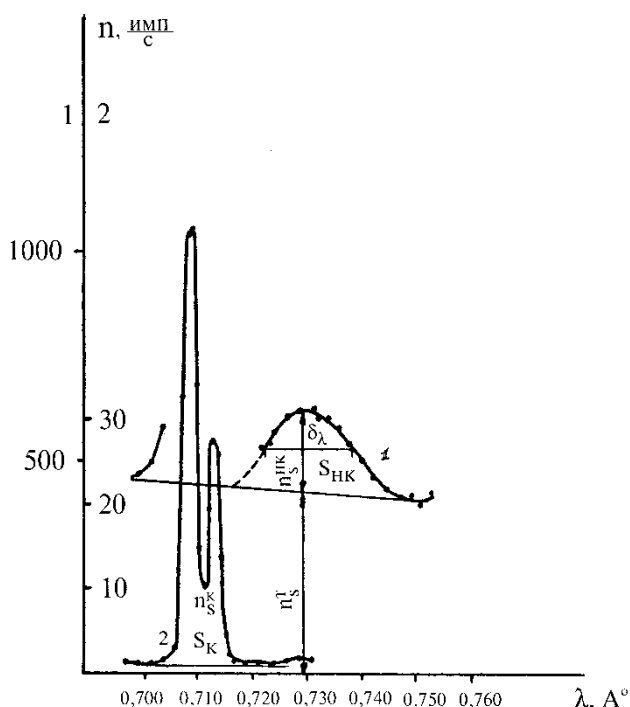


Рис. 2. Спектр рассеяния MoK_{α} -линий для $BiOCl$

При измерении спектров пропускания в области 600-300 нм перпендикулярная структура спектра, близкая к косинусоиду Вейерштрасса-Мальдебурта с фрактальной размерностью $D=1,8$ [3. С.37]. Однако хаос в анионной подрешетке не влияет на свойства автолокализованных экситонов катионного типа в $BiOX$ и $Sb_4O_5X_2$.

Нами исследовался длинноволновый край поглощения в оксогалогенидах висмута и сурьмы в температурном интервале 80-300 К. Оказалось, что, как и в

большинстве ионных и ионно-ковалентных кристаллах, край поглощения с большой точностью описывается Урбаховской кривой:

$$\alpha(\hbar\omega, 0) = \alpha_0 \exp[-\sigma(\hbar\omega_0 - \hbar\omega)/kT], \quad (1)$$

где $\hbar\omega$ — энергия фотона в максимуме полосы поглощения;

$$\sigma(T) = \sigma_0 \frac{2kT}{\hbar\omega_0} \text{th} \frac{\hbar\omega_0}{2kT}, \quad (2)$$

где σ_0 — константа, характеризующая величину экситон-фоонного взаимодействия;

$\hbar\omega_0$ — представляет параметр, который во многих случаях совпадает с энергией фононов, принимающих участие в формировании края поглощения.

Обработка экспериментальных результатов с помощью соотношений (1) и (2) позволила вычислить σ_0 и $\hbar\omega_0$ (см. табл.).

ПАРАМЕТРЫ ЭКСИТОН-ФООННОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ В ОКСОГАЛОГЕНИДАХ ВИСМУТА И СУРЬМЫ

Кристалл	σ_0	$\hbar\omega_0$, мэВ
$BiOCl$	0,027	52,8
$BiOBr$	0,029	56,2
$Sb_4O_5Cl_2$	0,030	62,7

Из таблицы следует, что параметр σ_0 на порядок отличается от АГК и ЦГК [4], а энергия фононов, участвующих в формировании спада длинноволнового поглощения, попадает в область оптических колебаний. Это различие обусловлено различием электронной структуры автолокализованных экситонов в АГК, ЦГК и оксогалогенидах висмута и сурьмы. В последних, как было показано в [2], автолокализация экситона осуществляется благодаря автолокализации электрона. Соответственно этому эффективная масса оказывается малой, что приводит ($\omega_{y0} \sim \sqrt{1/m_{y0}}$) к резкому увеличению эффективной частоты ω_{y0} , актуальной в формировании длинноволнового края поглощения в оксогалогенидах висмута и сурьмы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Курбанов К.Р. Некогерентное рассеяние рентгеновского излучения в кристаллах тяжелых элементов и их соединениях // Вест. АН КазССР. 1989. №11. С. 11-54.
2. Юров В.М., Лозинский Д.М., Кукетаев Т.А. Автолокализованные экситоны в оксогалогенидах висмута и сурьмы // ФТТ. 1991. Т.33. №2. С. 623-625.
3. Федер Е. Фракталы. М.: Мир, 1991. 254 с.
4. Юров В.М., Кукетаев Т.А. Экситон-фоонное взаимодействие и фазовые переходы в кристаллах // Изв. АН КазССР. Сер. физ.-мат. 1987. № 2. С. 36-39.

УДК 517.51

Б.Ш. АЛИМОВА
Т.У. АУБАКИРОВ

О множествах единственности для рядов по обобщенной системе Фабера-Шаудера

В 1910 году Г.Фабер построил систему функций, которая в 1927 году была переоткрыта Д.Шаудером и в современной литературе носит

название «система Фабера-Шаудера» (приводится по [1]). Эта система, состоящая из непрерывных кусочно-линейных функций, явилась одним из простейших

базисов в пространстве непрерывных функций на $[0,1]$. В работах [2,3] введен новый класс Φ систем функций $\Phi\{p_n\}$, содержащий систему Фабера-Шаудера, и изучен ряд свойств разложений функций в ряд по таким системам.

В данной работе рассматриваются множества единственности для рядов по системе $\Phi\{p_n\}$. Приведем определение и некоторые свойства систем из класса Φ .

Пусть задана последовательность $\{p_n\}$ натуральных чисел таких, что $p_0 = 1, p_n \geq 2, n = 1, 2, \dots$

Положим $m_n = p_0 p_1 \dots p_n, n = 0, 1, \dots$

Тогда для любой точки $x \in [0,1] \setminus Q$, где $Q = \left\{ \frac{l}{m_n} \right\}$,

$0 \leq l \leq m_n, n \geq 0, l \in \mathbb{Z}$, существует единственное разложение

$$x = \sum_{k=1}^{\infty} \frac{\alpha_k(x)}{m_k}, \quad 0 \leq \alpha_k(x) \leq p_k - 1, \alpha_k(x) \text{ — целые.}$$

Любое целое число $k \geq 2$ единственным образом представляется в виде

$$k = m_n + r(p_{n+1} - 1) + s, \quad n = 0, 1, \dots; \quad r = 0, 1, \dots, m_n - 1; \quad s = 1, 2, \dots, p_{n+1} - 1 \quad (1)$$

Система функций $\Phi\{p_n\} = \{\varphi_k(x)\}_{k=0}^{\infty} \quad x \in [0,1]$ определяется следующим образом:

$$\varphi_0(x) = 1, \quad \varphi_k(x) = x, \quad x \in [0,1].$$

$$\varphi_k(x) = \varphi_{n,r}^{(s)}(x) = \begin{cases} (m_{n+1}x - p_{n+1}r - \alpha_{n+1}(x)) \exp \frac{2\pi i s \alpha_{n+1}(x)}{p_{n+1}} + \\ 1 - \exp \frac{2\pi i s \alpha_{n+1}(x)}{p_{n+1}}, & x \in \left(\frac{r}{m_n}, \frac{r+1}{m_n} \right) \setminus Q, \\ 0, & x \notin \left[\frac{r}{m_n}, \frac{r+1}{m_n} \right], \end{cases} \quad (2)$$

где $k \geq 2, n, r, s$ из (1).

Пользуясь тем, что множество $[0,1] \setminus Q$ всюду плотно на $[0,1]$, продолжим функцию $\varphi_{n,r}^{(s)}(x)$ по непрерывности на отрезок $\left[\frac{r}{m_n}, \frac{r+1}{m_n} \right]$.

Построенная таким образом система $\Phi\{p_n\}$ состоит из непрерывных кусочно-линейных функций и при $p_n = 2, n = 1, 2, \dots$ совпадает с классической системой Фабера-Шаудера.

Рассмотрим ряд по системе $\Phi\{p_n\}$:

$$\sum_{k=0}^{\infty} a_k \varphi_k(x) = a_0 \varphi_0(x) + a_1 \varphi_1(x) + \sum_{n=1}^{\infty} \sum_{r=0}^{m_n-1} \sum_{s=1}^{p_{n+1}-1} a_{n,r}^{(s)} \varphi_{n,r}^{(s)}(x). \quad (3)$$

В каждой точке $x \in Q$ ряд (3) представляет собой конечную сумму, так как $\varphi_k\left(\frac{l}{m_n}\right) = 0$ при $k > m_n$.

Обозначим эту сумму через $f(x)$ ($x \in Q$). Тогда коэффициенты a_k однозначно определяются функцией $f(x)$, а именно

$$a_0 = f(0), \quad a_1 = f(1) - f(0), \quad (4)$$

при фиксированных n и r коэффициенты $a_{n,r}^{(s)}$, $s = 1, 2, \dots, p_{n+1} - 1$ однозначно определяются из системы уравнений

$$\sum_{s=1}^{p_{n+1}-1} a_{n,r}^{(s)} \exp \frac{2\pi i s R}{p_{n+1}} = f\left(\frac{r}{m_n} + \frac{R+1}{m_{n+1}}\right) - f\left(\frac{r}{m_n} + \frac{R}{m_{n+1}}\right) + \frac{1}{p_{n+1}} \left[f\left(\frac{r}{m_n} + \frac{r+1}{m_n}\right) \right], \quad R = 0, 1, \dots, p_{n+1} - 2. \quad (5)$$

Определение. Множество $E \subset [0,1]$ называется U -множеством или множеством единственности для ряда (3), если из сходимости ряда (3) к нулю на $[0,1] \setminus E$ следует, что $a_k = 0, k = 0, 1, \dots$

Теорема 1. Для того чтобы множество E было множеством единственности для рядов по системе $\Phi\{p_n\}$, необходимо и достаточно, чтобы $E \subset [0,1] \setminus Q$.

Доказательство. Достаточность. Из (4) и (5) непосредственно следует, что если $f(x)$ равна нулю на Q , то все a равны нулю, следовательно, любое подмножество E множества $[0,1] \setminus Q$ $\{p_n\}$ -ично-иррациональных точек отрезка $[0,1]$ является множеством единственности для рядов по системе $\Phi\{p_n\}$.

Необходимость. Частные суммы $S_N(f, x) = \sum_{k=0}^N a_k(f) \varphi_k(x)$

при $N = m_n + r(p_{n+1} - 1), n = 0, 1, \dots, m_n - 1$ удовлетворяют соотношению $S_N(f, x) = f(x)$ при $x \in \pi_n$,

где $\pi_1 = \{0, 1\}, \pi_N = \left\{ \frac{k}{m_{n+1}} \right\}_{k=0}^{r p_{n+1}} \cup \left\{ \frac{k}{m_n} \right\}_{k=r+1}^{m_n}$ и

представляют собой ломаную с узлами в точках множества π_N [3]. Поэтому, если мы возьмем

$x_0 = \frac{l}{m_n} \in [0,1]$ и положим $f(x_0) = 1$ и $f(x) = 0$ при $x \neq x_0$,

$x \in Q$, то ряд (3) с коэффициентами, вычисленными из (4) и (5), будет сходиться к нулю при $x \neq x_0$ и к единице при $x = x_0$ следовательно, каждая $\{p_n\}$ -ично-рациональная точка не является U -множеством. Теорема доказана.

Теорема 2. Если ряды по системе $\Phi\{p_n\}$ удовлетворяют условию

$$\lim_{k \rightarrow \infty} a_{n_k}(x) = 0, \quad x \in Q, \quad (6)$$

где $\{n_k(x)\}$ — возрастающая последовательность номеров всех тех функций $\varphi_k(x)$, носители которых содержат x , то множество $E \subset [0,1]$, для которого $E \cap Q$ конечно, будет множеством единственности для таких рядов.

Лемма. Пусть $f(x), x \in Q$ — сумма на Q ряда

$$\sum_{k=0}^{\infty} a_k(f) \varphi_k(x), \quad \text{коэффициенты которого}$$

удовлетворяют условию (6). Тогда для любой точки

$$x_0 \in Q \setminus \{1\} \quad \lim_{n \rightarrow \infty} f\left(x_0 + \frac{1}{m_n}\right) = f(x_0) \quad \text{и для любой точки}$$

$$y_0 \in Q \setminus \{0\} \quad \lim_{n \rightarrow \infty} f\left(y_0 - \frac{1}{m_n}\right) = f(y_0).$$

Доказательство. Пусть $x_0 \in Q \setminus \{1\}$, $x_0 = \frac{l}{m_n}$, $\{k_j(x_0)\}$

— последовательность всех тех номеров, для которых x_0 принадлежит носителю функции $\varphi_k(x)$. Из (2) следует, что эта последовательность содержит номера

$$k(j, s) = m_{n+j} + \frac{m_{n+j}}{m_n} (p_{n+j+1} - 1)l - s, \quad s = 1, \dots, p_{n+j+1} - 1, \quad j = 1, 2, \dots$$

В силу условия (6) для точки x_0 будет выполнено $\lim_{j \rightarrow \infty} a_{k(j, s)} = 0$.

Положим $x_j = x_0 + \frac{1}{m_{n+j}}$, $j = 1, 2, \dots$, тогда в силу

(5) (при $R=0$) имеем

$$\sum_{s=1}^{p_{n+j+1}-1} a_{k(j, s)} = f\left(\frac{l}{m_n} + \frac{1}{m_{n+j+1}}\right) - f\left(\frac{l}{m_n}\right) + \frac{1}{p_{n+j+1}} \left[f\left(\frac{l}{m_n}\right) - f\left(\frac{l}{m_n} + \frac{1}{m_{n+j}}\right) \right]$$

или

$$\sum_{s=1}^{p_{n+j+1}-1} a_{k(j, s)} = f(x_{j+1}) - f(x_0) + \frac{1}{p_{n+j+1}} [f(x_0) - f(x_j)],$$

следовательно,

$$\lim_{j \rightarrow \infty} \left[f(x_{j+1}) - \frac{1}{p_{n+j+1}} f(x_j) \right] = (1 - \frac{1}{p_{n+j+1}}) f(x_0),$$

но это возможно только при $\lim_{j \rightarrow \infty} f(x_j) = f(x_0)$.

Случай $u_0 = Q \setminus \{0\}$ рассматривается аналогично. Лемма доказана.

Доказательство теоремы 2. Пусть ряд $\sum_{k=0}^{\infty} a_k \varphi_k(x)$

с коэффициентами, удовлетворяющими условию (6), сходится к нулю на $[0, 1] \setminus E$. Предположим, что в некоторой точке $z \in E \cap Q$ сумма ряда отлична от нуля. Так как множество $E \cap Q$ конечно, то найдется интервал (a, z) или (z, b) , в каждой $\{p_n\}$ -ично-рациональной точке которого ряд сходится к нулю. Тогда в силу леммы коэффициенты ряда не могут удовлетворять условию (6). Следовательно, ряд сходится к нулю на Q и поэтому $a_k = 0$ ($k = 0, 1, \dots$). Теорема доказана.

Повторением рассуждений из [4] может быть доказана следующая теорема.

Теорема 3. Счетное множество является множеством единственности для рядов по системе $\Phi\{p_n\}$ с условием (6).

Доказательство. Пусть E — счетное множество и

ряд $\sum_{k=0}^{\infty} a_k \varphi_k(x)$ с коэффициентами,

удовлетворяющими условию (6), сходится к нулю на $[0, 1] \setminus E$. Если $E \cap Q$ пусто, то E — множество единственности для рядов по системе $\Phi\{p_n\}$ (даже без условия (6)). Если множество $E \cap Q$ конечно, то E является U -множеством в силу теоремы 2.

Пусть теперь $E \cap Q$ бесконечно. Обозначим через X множество точек сходимости ряда $\sum_{k=0}^{\infty} a_k \varphi_k(x)$. Так как наш ряд может расходиться только на множестве E , а

E счетно, то X — множество типа G_δ (счетное пересечение открытых множеств). Пусть $f(x)$ — сумма ряда на X .

Предположим, что в некоторой точке $t \in E \cap Q$ значение $f(t) \neq 0$. Пусть (для определенности) $f(t) = \alpha > 0$. Положим $E_1 = \{x \in Q: f(x) > \alpha/2\}$. Допустим, что E_1 множество типа G_δ на $[0, 1]$. Тогда E_1 типа G_δ и F_σ (счетное объединение замкнутых множеств) одновременно, так как является счетным. Известно, что если подмножество отрезка является множеством типа G_δ и F_σ одновременно, то оно локально замкнуто в одной из своих точек, т.е. найдется точка $p \in E_1$ и такой интервал (a, ϵ) , содержащий p , что множество $E \cap (a, \epsilon)$ замкнуто в (a, ϵ) [5. С.429]. Пусть $y \in (a, \epsilon) \setminus Q$, следовательно, $y \notin E_1$. Так как E_1 замкнуто в (a, ϵ) , то расстояние d от y до множества E_1 — положительное число:

$$d = \rho(y, E_1) = \rho(y, z) > 0, \quad z \in E_1.$$

Пусть, для определенности, $z < y$. Так как $f(z) > \alpha/2$, то в силу леммы для последовательности $x_k = z + 1/m_k$ ($k = 1, 2, 3, \dots$)

$$\lim_{k \rightarrow \infty} f(x_k) = f(z) > \alpha/2.$$

Следовательно, найдется точка $x_m \in \{x_k\}$ такая, что $z < x_m < y$ и $f(x_m) > \alpha/2$. Но тогда $\rho(y, z) > \rho(y, x_m) \geq \rho(y, E_1)$. Полученное противоречие доказывает, что E_1 не является множеством типа G_δ .

Пусть $F_1 = \{x \in [0, 1]: f(x) \geq \alpha/2\}$. Положим $E_2 = F_1 \setminus E_1$. Множество E_2 не более чем счетно, так как F_1 не более чем счетно. Если бы множество F_1 было типа G_δ , то множество $E_1 = F_1 \setminus E_2$ было бы типа G_δ , так как E_2 типа F_σ . Следовательно, множество F_1 типа F_σ , но не типа G_δ . Из определения $f(x)$ следует, что это — функция первого класса Бэра на X как предел последовательности непрерывных функций. Известно, что $f(x)$ первого класса Бэра на X тогда и только тогда, когда прообраз всякого замкнутого множества при отображении f есть множество типа G_δ на X [5]. Прообраз замкнутого множества $[\alpha/2, \infty)$ при нашем отображении f есть множество F_1 . Множество F_1 типа G_δ на X тогда и только тогда, когда $F_1 = A \cap X$, где A типа G_δ на $[0, 1]$, но так как само множество X типа G_δ , то отсюда бы следовало, что F_1 типа G_δ на $[0, 1]$. Следовательно, множество F_1 не является множеством типа G_δ на X . Таким образом, предположение о том, что в некоторой точке $t \in E \cap Q$ сумма ряда отлична от нуля, привело к противоречию. Значит, сумма ряда на Q равна нулю и, следовательно, все коэффициенты ряда равны нулю. Теорема доказана.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кашин Б.С., Саакян А.А. Ортогональные ряды. М.: Наука, 1984.
2. Аубакиров Т.У. Об одном обобщении системы функций Фабера-Шаудера // Сб. науч. работ аспирантов. Караганда: КарГУ, 1997. С. 20-26.
3. Аубакиров Т.У., Бокаев Н.А., Зулхажав А. О свойствах разложений функций в ряд по системе типа Фабера-Шаудера // Вестн. КарГУ. Караганда, 2002. №1(25). Вып.1. С. 11-22.
4. Холщевникова Н.Н. О множествах единственности для рядов по различным системам функций // Изв. РАН. Сер. математическая. 1993. Т.57. №1. С. 167-182.
5. Куратовский К. Топология. Т.1. М.: Мир, 1966.

УДК 621.744.5

С.Б. КУЗЕМБАЕВ
С.С. АХМЕТОВА

Моделирование импульсного уплотнения форм

Изготовление разовых литейных форм путём воздействия высоконапорного газового потока завоевывает твердые позиции. Однако теоретическое объяснение процесса исследовано мало. Исследователями приводилась качественная картина механизма уплотнения как из стран СНГ (Васильковский Л.Ф., Матвеев И.В., Исагулов А.З.), так и дальнего зарубежья (Д. Бенеш, Германия). Количественное же описание требует соответствующей математической модели либо в аналоговой, либо дифференциальной, либо иной форме.

При проектировании нового оборудования существенную помощь могут оказать уравнения регрессии, приводимые в статьях и диссертациях Казанцева С.Н., Шептунова Л. и др. Однако применимость их ограничена: они составлены на основе оптимального планирования эксперимента. Но даже при многофакторном эксперименте и симплексном планировании регрессионные уравнения являются лишь статическими моделями, не отражающими внутренней сути изучаемого явления. По изначальному определению факторы должны быть «независимыми». При этом существо процесса остаётся «черным ящиком». Следовательно, аналоговая модель применима лишь в области определения факторов. Выход за границы эксперимента может привести к неадекватности исследуемого явления и его статического аналога.

Таким образом, корректная модель для всестороннего изучения процесса должна основываться на общефизических законах, а не на статических данных.

Рассмотрим плоскую двумерную задачу уплотнения песчано-глинистой смеси в опоке с моделью. Для простоты примем симметричное расположение модели 1 в опоке 2 (рис. 1). Опока герметично присоединена (прижата) к ресиверу 3 сжатого воздуха. Выпускное отверстие ресивера перекрыто воздушным клапаном 4. В первом приближении можно считать время открывания клапана $t_{от} \rightarrow 0$. Тогда на смесь начинает действовать поток сжатого воздуха, давление которого равно начальному давлению в ресивере p_{po} .

Ввиду симметричности можно рассматривать только одну половину опоки с моделью. В целях удобства вычислений примем следующее

расположение координатных осей: ось x направлена вертикально сверху вниз, ось y — горизонтально слева направо (рис. 2).

Газовый поток, двигаясь со скоростью u , пронизывает массив формовочной смеси, разделяет его на отдельные песчинки и приводит их в движение.

Образуется суммарный поток газа, насыщенного твердыми частицами, — газовзвесь. Очевидно, что её можно рассматривать как двухфазную среду: газ с распределёнными по его объёму твёрдыми частицами. В связи с большой концентрацией этих частиц в объёме взвеси ($\alpha > 0,5 \dots 0,6$) механика дискретных сред для расчёта не пригодна. Необходимо использовать механику многофазных дисперсных сред.

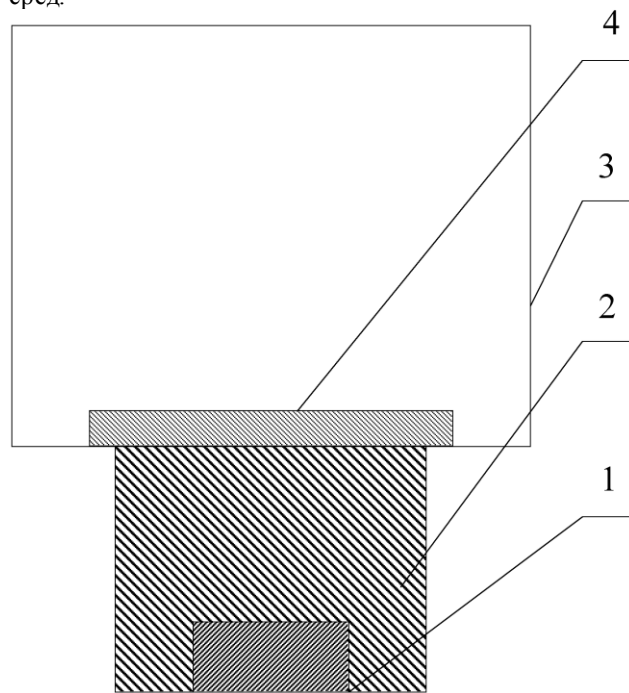


Рис.1

Уравнение движения неоднородных сред в общем виде содержит ряд членов, рассмотрение которых невозможно без конкретизации явления. Были приняты следующие упрощения и допущения: формовочная смесь и газ (сжатый воздух) считаются однородными веществами. В любом физически малом объёме находится достаточно много молекул газа и

твёрдых частиц. Поэтому газ и формовочную смесь можно принимать за два взаимопроникающих континуума. Массообмен между этими двумя фазами отсутствует. Частицы смеси представляются шариками одинакового размера (широко принятые в теории формообразования допущения). Размеры шариков и расстояния между ними малы по сравнению с характерными размерами явления. Как для твёрдой, так и для газовой фазы вводятся средние по элементарному объёму плотности, скорости и полная энергия. Внутри каждой фазы в любой момент времени предполагается термодинамическое равновесие. При взаимодействии между фазами теплообмен считается пропорциональным разности фазовых температур. Хаотическим движением песчинок пренебрегаем.

Тогда процесс пневмоимпульсного уплотнения можно описать следующими зависимостями:

– уравнения непрерывности среды для газовой и твёрдой фаз соответственно:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \rho}{\partial t} + \frac{\partial(\rho u)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho v)}{\partial y} &= 0; \\ \frac{\partial \rho_s}{\partial t} + \frac{\partial(\rho_s u_s)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho_s v_s)}{\partial y} &= 0; \end{aligned} \quad (1)$$

– уравнения движения обеих фаз:

$$\begin{aligned} \frac{\partial(\rho u)}{\partial t} + \frac{\partial(\rho u^2)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho uv)}{\partial y} &= -\varepsilon \frac{\partial P}{\partial x} - (1-\varepsilon)F_x; \\ \frac{\partial(\rho v)}{\partial t} + \frac{\partial(\rho uv)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho v^2)}{\partial y} &= -\varepsilon \frac{\partial P}{\partial y} - (1-\varepsilon)F_y; \\ \frac{\partial(\rho_s u_s)}{\partial t} + \frac{\partial(\rho_s u_s^2)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho_s u_s v_s)}{\partial y} &= -\frac{\partial \sigma}{\partial x} - (1-\varepsilon)\frac{\partial P}{\partial x} + (1-\varepsilon)F_x; \\ \frac{\partial(\rho_s v_s)}{\partial t} + \frac{\partial(\rho_s u_s v_s)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho_s v_s^2)}{\partial y} &= -\frac{\partial \sigma}{\partial y} - (1-\varepsilon)\frac{\partial P}{\partial y} + (1-\varepsilon)F_y; \end{aligned} \quad (2)$$

– закон сохранения энергии:

$$\begin{aligned} \rho \frac{\partial E}{\partial t} &= -\text{div}(\rho v \vec{v}) - (1-\varepsilon)\alpha(T - T_s); \\ \sigma_T C_0 \frac{\partial T_s}{\partial t} &= \lambda \Delta T_s + (1-\varepsilon)\alpha(T - T_s); \end{aligned} \quad (3)$$

– уравнение фильтрации:

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \frac{P}{\varepsilon} \left(\frac{\partial u}{\partial x} + \frac{u}{P} \frac{\partial P}{\partial x} - \frac{1}{\rho} \frac{\partial \rho}{\partial t} \right). \quad (4)$$

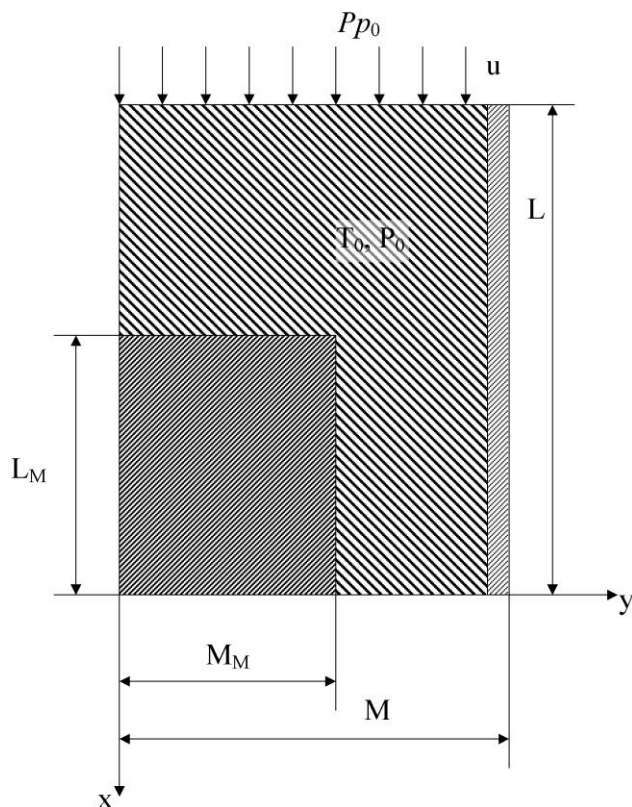


Рис.2

Идентификация переменных: ρ, ρ_s — усреднённая по объёму плотность газовой и твёрдой фаз; u, v — составляющие вектора скорости газовой фазы по вертикали (оси x) и горизонтали (оси y); u_s, v_s — то же для твёрдой фазы; P — давление газа в порах формовочной смеси; ε — пористость смеси; F_x, F_y — составляющие силы межфазного трения между внутриспоровым воздухом и частицами формовочной смеси; σ — напряжение смеси при его сжатии; E — энергия газовой фазы; α — коэффициент, учитывающий сопро-

тивление теплообмену; T , T_s — абсолютная температура газовой и твердой фаз соответственно; C_0 — удельная теплоемкость твердой фазы; λ — постоянная Форхгеймера, div — дивергенция; Δ — лапласиан.

Уравнения (1)...(4) содержат 10 неизвестных: плотности, температуры и составляющие скорости обеих фаз, давление газа, напряжения в смеси. Поэтому для замыкания системы необходимо добавить уравнения состояния формовочной смеси. Оно выводится на основе соответствующей реологической модели, но возможно использование и экспериментальных зависимостей.

Для решения поставленной задачи применяется конечно-разностный подход. Разностные уравнения составляются на основе неявной схемы, что обеспечивает необходимую степень сходимости и устойчивость решения. Система разностных уравнений дополняется начальными и краевыми условиями согласно рис. 2, где P_0 — начальное поровое давление (принято, что $P_0=0,1$ МПа), P_{po} — начальное давление воздуха в ресивере; T_0 — температура твердой фазы; L — начальная высота столба формовочной смеси; L_M — высота модели; M — полуширина опоки; M_M — полуширина модели. На границе формовочной смеси с модельно-опочной оснасткой приняты условия непроницаемости.

Алгоритм решения составлен на основе метода крупных частиц, одним из наиболее эффективных в газодинамике. Алгоритм реализован на языке FORTRAN-VISUAL, модифицированном применительно к ПЭВМ. В качестве тестовой задачи был принят процесс уплотнения опоки без модели.

На рис. 3 приведены экспериментальные графики изменения давления порового воздуха в различные моменты времени.

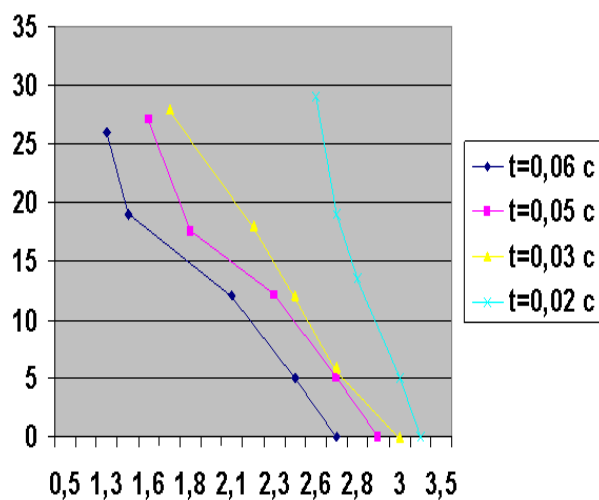


Рис. 3.

Расхождения результатов нет, с представленными данными находится в пределах 10...15%, что вполне применимо для оценочных инженерных расчетов.

Программа совершенствуется в настоящее время для учёта влияния рассекаателя воздушного потока на процесс уплотнения.

Раздел 7

Экономика

УДК 330.322.2.003.13

Б.А. АХМЕТЖАНОВ
А.Ф. НАДЫРОВ

Экономическая оценка эффективности инвестиций в условиях рынка

В практике экономической оценки эффективности инвестиций коммерческих организаций используются, как правило, дисконтные методы (методы инвестиционного анализа). Рассмотрим теоретические и практические аспекты определения экономической эффективности реальных (прямых) инвестиций, т.е. вложения капитала непосредственно в производственные мощности коммерческих организаций.

Понятие эффективности предполагает сопоставление понесенных затрат, т.е. инвестиционных вложений с полученными результатами. Под результатом понимаются доходы, которые появляются вследствие функционирования реализованных инвестиций.

Основными критериями экономической оценки реальных инвестиций в современных условиях является сопоставление затрат и доходов по комплексу следующих показателей:

- чистый дисконтированный доход — ЧДД (или чистая современная стоимость — ЧСС, *Not Present Value* — NPV);

- срок окупаемости — *CO* (*Payback Period* — PP);

- рентабельность инвестиций — *PI* (*Profitability Index* — PI)

- внутренняя норма доходности — *ВНД* (*Internal Rate of Return* — IRR) [1].

Расчеты вышеуказанных четырех показателей производятся по каждому из рассматриваемых вариантов инвестиций и производится их сравнение.

Показатели эффективности реальных инвестиций рассмотрим на примере вариантов строительства мини-завода по выпуску строительных материалов. Все показатели оценки эффективности необходимо производить на основании расчетов денежного потока (или потока наличности *Cash Flow* — CF), т.е. оттока и притока денежных средств, порождаемых реализацией инвестиционного проекта.

Таким образом, на каждом этапе инвестиционного проекта (в качестве шага расчета обычно принимается год) определяется израсходованная сумма инвестиций, как правило, полученных в кредит, ежегодная сумма возврата кредита и проценты за кредит. Это представляет собой отток денежных средств, и эти суммы принимаются со знаком «минус».

В результате производственной деятельности после осуществления инвестиций образуются ежегодные чистые доходы. Кроме того, накапливаются суммы амортизационных отчислений. В денежном потоке чистый доход и амортизация учитываются со знаком «плюс». Определение сумм потоков затрат и результатов (доходов) требует большой исходной информации, расчет и подготовка которой являются одной из наиболее трудоемких задач по разработке инвестиционных проектов.

На основании ежегодных сумм оттока и притока денежных средств производится расчет суммы ежегодного чистого денежного потока, представляющего алгебраическую сумму

рассчитанных затрат и результатов. Ввиду того что денежные потоки рассредоточены во времени и производятся в различные годы, необходимо привести их к одному моменту времени (как правило, современной стоимости), т.е. ввести дисконтный множитель с помощью коэффициента дисконтирования КД по формуле

$$\hat{E}\ddot{A} = \frac{1}{(1+\hat{A})^t},$$

где E — норма дисконта;

$t = 0, 1, \dots, n$ — года осуществления инвестиций и получения доходов от инвестиционной деятельности.

Значение нормы дисконта принимается как желаемая норма рентабельности, т.е. тот уровень доходности инвестиционных средств, который может быть обеспечен при помещении их в общедоступные финансовые механизмы (банки, финансовые компании), а не использование их в данный инвестиционный проект.

Чистый дисконтированный доход — ЧДД за период определяется из расчета

$$\times \ddot{A}\ddot{A} = \sum_{t=0}^{\infty} (P_t - Z_t) \delta \frac{1}{(1+\hat{A})^t} - \hat{E}_t, 0, \quad (1)$$

где P_t — результаты, достигаемые на t -м шаге расчета;

Z_t — затраты, осуществляемые на том же шаге;

T — горизонт расчета;

E — приемлемая для инвестора норма дохода (норма дисконта);

K_t — капиталовложения (инвестиции дисконтированные).

Срок окупаемости — это период, в течение которого сумма полученных доходов (включая амортизацию) окажется равной величине произведенных инвестиций. Или, другими словами, в каком году t дисконтированный денежный поток примет знак «плюс». Это считается количеством лет (сроком) окупаемости инвестиций.

Рентабельность инвестиций — это расчет показателя PII , позволяющего определить, в какой мере возрастает богатство инвестора в расчете на один тенге инвестиций. Формула для расчета этого показателя следующая:

$$\hat{E}\ddot{E} = \left[\sum_{t=0}^{\infty} (P_t - Z_t) * \frac{1}{(1+E)^t} \right] : K_t. \quad (2)$$

Очевидно, что если $\text{ЧДД} > 0$, то $PII > 1$ и наоборот. Следовательно, если $PII > 1$, то такие инвестиции приемлемы. Однако PII , выступая как показатель абсолютной приемлемости инвестиций, в то же время позволяет:

- определить приемлемость проекта;
- получить надежный инструмент для ранжирования различных инвестиций с точки зрения их привлекательности [2].

Внутренняя норма доходности (прибыли) BND представляет собой, по существу, расчет уровня окупаемости инвестиций и по своей природе близок к различного рода процентным ставкам, предлагаемым банками. Показатель внутренней нормы доходности

(BND) является объективным показателем, который характеризует ставку дисконтирования, при которой чистый доход оказывается равным нулю. Понятно, что BND должна быть выше ставки дисконтирования, используемой в расчете ЧДД. В противном случае ЧДД будет иметь отрицательное значение.

Для определения BND используется метод линейной интерполяции, когда для его применения необходимо задать величины нижней и верхней границ внутренней нормы доходности.

Приблизительная величина BND может быть получена по формуле

$$\hat{A}\hat{f}\ddot{A} = \hat{A}_i + \frac{\hat{A}_a - \hat{A}_i}{\times \ddot{A}\ddot{A}_i - \times \ddot{A}\ddot{A}_a} \times \times \ddot{A}\ddot{A}_i \times \hat{A}, \quad (3)$$

где E_a, E_n — верхняя и нижняя границы нормы доходности;

ЧДД_a — чистый дисконтированный доход при верхней границе BND (должен иметь отрицательное значение);

ЧДД_n — чистый дисконтированный доход при нижней границе BND (должен иметь положительное значение).

Показатель BND несет важную информацию об экономической «прочности» проекта и является:

- «ситом», отсеивающим невыгодные проекты;
- основой для ранжирования проектов по степени выгодности.

Рассмотрим расчеты основных показателей эффективности инвестиций на примере одного из вариантов инвестиций. Расчеты ежегодного и суммарного ЧДД с использованием формулы (1) приведены в табл. 1.

Таблица 1

РАСЧЕТЫ ЕЖЕГОДНОГО И СУММАРНОГО
ДИСКОНТИРОВАННОГО ЧИСТОГО
ДЕНЕЖНОГО ДОХОДА — ЧДД

Наименование показателей	Год				
	строительства	эксплуатации			
	0	1	2	3	4
1. Отток денежных средств, в том числе	-122,0	-85,4	-73,2	-	-
1.1. От инвестиционной деятельности	-122,0	-	-	-	-
1.2. Возврат долга	-	-61,0	-61,0	-	-
1.3. Проценты за кредит (20% годовых)	-	-24,4	-12,2	-	-
2. Приток денежных средств (доход), всего в том числе	0	+88,1	+88,1	+88,1	+88,1
2.1. Прибыль (доход) от операционной деятельности	0	+105,5	+105,5	+105,5	+105,5
2.2. Подоходный корпоративный налог (30%)	0	-31,7	-31,7	-31,7	-31,7
2.3. Приток суммы амортизации	0	+2,7	+14,3	+14,3	+14,3
3. Чистый денежный поток	-122,0	+0,87	+14,9	+88,1	+88,1
4. Коэффициенты дисконтирования	1,0	+2,4	+0,756	+0,638	+0,572
5. Ежегодный дисконтированный денежный поток (стр.3 х стр.4)	122,0	+8	+11,3	+58,0	+50,4
6. Суммарный дисконтированный денежный поток	-122,0	-119,6	-108,3	-50,3	+0,1

По данным табл. 1, суммарный дисконтированный доход за четыре года эксплуатации имеет положительное значение (+0,1 млн.тенге), т.е. больше

0 и по этому показателю приемлем для инвестирования.

За срок окупаемости инвестиционного проекта принимается тот год, когда суммарный дисконтированный денежный поток становится положительным, т.е. 4 года. Срок окупаемости можно уточнить также из нижеследующих расчетов. По табл.1 видно, что суммарный дисконтированный денежный поток за первые три года составит: $+2,4+1,3+58,0=71,7$ млн. тенге, что не покрывает первоначальные инвестиции (122,0 млн. тенге).

В то же время за четыре года эксплуатации суммарный дисконтированный денежный поток составит: $71,7+50,4=122,1$ млн. тенге, что полностью покрывает первоначальные инвестиции, и срок окупаемости составляет несколько меньше четырех лет. Можно также более точно определить срок окупаемости инвестиций по следующему расчету. Часть инвестиций, которые не окупятся за первые три года составят: $-122,0+71,7=-50,3$ млн. тенге. От дисконтированного денежного потока четвертого года они составят: $50,3/50,4=0,99$ года. Тогда уточненный срок окупаемости составит 3,99 года, или округленно 4,0 года.

Рентабельность инвестиций определяется по формуле (2) и составляет

$$D_i = \frac{2,4+1,3+58,0+50,4}{122,0} = 1,01.$$

Следовательно, рентабельность инвестиций больше 1 и проект следует принять.

Для определения внутренней нормы доходности (ВНД) используется метод линейной интерполяции с использованием формулы (3). Ввиду того что инвестором норма доходности определена в размере 0,15 (15%), принимаем верхнюю границу нормы доходности $ВНД_в=0,20$ (20%), а нижнюю — $ВНД_н=0,10$ (10%). Расчет значений ЧДД при нижней и верхней нормах доходности приведен в табл. 2.

Данные табл. 2 показывают, что условие, когда при нижней границе значение ЧДД имеет положительное значение, и при верхней ЧДД — отрицательное значение, соблюдено.

Произведем расчет ВНД.

Таблица 2

РАСЧЕТЫ СУММАРНОГО ЧИСТОГО ДИСКОНТИРОВАННОГО ДОХОДА ПРИ НИЖНЕЙ И ВЕРХНЕЙ СТАВКАХ ДОХОДНОСТИ

Наименование показателей	Год				
	строительства	эксплуатации (операционной деятельности)			
		0	1	2	3
1. Чистый денежный поток	-122,0	+2,7	+14,9	+88,1	+88,1
2. Коэффициенты дисконтирования при нижней норме доходности $(1+0,1)^t$	1,00	0,909	0,826	0,751	0,683
3. Ежегодный дисконтированный чистый денежный доход при нижней норме доходности (стр.1 x стр.2)	-122,0	+2,5	+12,3	+66,1	+60,2
4. Суммарный дисконтированный денежный доход — ЧДД _н при $E_n=0,10$	-122,0	-119,5	-107,2	-41,1	+19,1
5. Коэффициенты дисконтирования при верхней норме доходности $(1+0,20)^t$	1,00	0,833	0,694	0,579	0,482
6. Ежегодный дисконтированный чистый денежный доход при верхней норме доходности (стр.1 x стр.5)	+122,0	+2,3	+10,3	+51,0	+42,5
7. Суммарный дисконтированный денежный доход — ЧДД _в при $E_v=0,20$	-122,0	-119,7	-109,4	-38,4	-15,9

$$\hat{A} \hat{I} \hat{A} = \hat{A}_i + \frac{\hat{A}_v - \hat{A}_i}{\hat{A} \hat{A}_v - \hat{A} \hat{A}_i} \times \hat{A} \hat{A}_i =$$

$$= 0,10 + \frac{0,20 - 0,1}{0,20 - (-15,9)} \times 60,2 = 0,18, \text{ т.е. } 18\%,$$

Это выше принятой инвестором, и равной 15%.

Аналогичные расчеты производятся по другим альтернативным вариантам, и в результате производится выбор наиболее эффективного по комплексу четырех рассчитанных показателей. Таким образом, в современных условиях производятся расчеты по оценке вариантов эффективности инвестиционных проектов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аньшин В.М. Инвестиционный анализ. М.: Дело, 2000.
2. Стешин А.Д. Оценка коммерческой привлекательности инвестиционных проектов. М.: Дело, 2001.

УДК 338.45:621(574)

Г.М. АУБАКИРОВА

Особенности создания добавленной стоимости промышленными предприятиями Карагандинской области

Общественное производство, вышедшее на современный уровень постиндустриального развития, — это и есть экономика рыночно-предпринимательской ориентации. Предпочтение в ней отдается не экономическому росту как таковому, а эффективности, достигающейся прежде всего благодаря гибкости и быстрому приспособлению к изменениям внешней среды.

Что касается систем управления, то в новых условиях наибольшее развитие получили два типа:

управление на основе предвидения изменений и управление на основе гибких экстренных решений. Они характеризуются в качестве предпринимательских систем, учитывающих такие факторы, как непривычность и неопределенность будущего развития. Предприятия все чаще обращаются к методам стратегического планирования и управления, так как внезапные и резкие изменения во внешней среде, в технологиях, в конкуренции и

рынках становятся не исключением, а скорее, правилом.

В рамках данной статьи остановимся более подробно на создании промышленными предприятиями добавленной стоимости как результата производства товаров и оказания услуг потребителю, востребованных рынком по ценам, превышающим или, по крайней мере, равным стоимости факторов производства. В экономической литературе под добавленной стоимостью понимают: 1) прирост стоимости, который создается в конкретном процессе производства товаров, работ и услуг; 2) стоимость проданной предприятием продукции за вычетом стоимости материалов, купленных и использованных для ее производства. Добавленная стоимость равна выручке, которая включает в себя эквивалент заработной платы, амортизации, арендной платы, процента и прибыли. Добавленная стоимость на уровне отдельного предприятия или отрасли будет состоять из заработной платы, ренты, процента и прибыли [1].

В качестве объектов настоящего исследования выбраны ведущие предприятия Карагандинской области — АОЗТ «Каргормаш», АОЗТ «Карагандинский машиностроительный завод им. Пархоменко», завод по ремонту горно-транспортного оборудования УД ОАО «Испат-Кармет» и АООТ «Карагандинский литейно-машиностроительный завод» корпорации «Казахмыс».

Выделим несколько групп факторов, влияющих на производство и перераспределение добавленной стоимости.

К первой группе отнесены технологические условия производства добавленной стоимости. Это уровень загрузки производственных мощностей; возможности их оптимизации (вывод или сдача в аренду излишнего оборудования и площадей, приобретение или получение в аренду необходимого дополнительного оборудования и площадей). Предполагается, что высокий уровень загрузки мощностей и одновременно высокая мобильность использования номинальных мощностей положительно связаны с уровнем производства добавленной стоимости.

Вторая группа включает трансакционные условия производства добавленной стоимости. Основным фактором здесь выступает уровень денежных расчетов в хозяйственном обороте. Предполагается, что увеличение доли денежных расчетов в хозяйственном обороте предприятия положительно связано с производством добавленной стоимости, так как в системе денежных расчетов (в отличие от бартера, взаимозачетов и т.п.) уменьшаются трансакционные потери добавленной стоимости.

К третьей группе отнесены институциональные условия производства добавленной стоимости. Основными институциональными факторами служат: степень участия предприятия в формальных или неформальных интегрированных структурах; тип взаимодействия руководства с органами местной власти. При активном перераспределении собственности степень участия предприятия в интегрированных структурах может

свидетельствовать о том, что данное предприятие имеет дополнительные возможности производства добавленной стоимости (и соответственно ее перераспределения).

Последняя, четвертая, группа включает инновационные факторы производства добавленной стоимости. Этим факторам отведено особое место. Такие инновации, как освоение принципиально новых видов продукции, новых форм учета и планирования, работы с персоналом, могут не выражаться непосредственно в увеличении чистых активов, но в перспективе будут способствовать более интенсивному производству добавленной стоимости [2].

Рассмотрим более подробно влияние выделенных групп факторов на процесс создания добавленной стоимости объектами настоящего исследования. Начнем с технологического фактора. Моральный и физический износ основных фондов и низкие темпы их обновления относятся к наиболее серьезным проблемам развития предприятий с точки зрения обеспечения их конкурентоспособности в средне- и долгосрочной перспективе. В период экономического и инвестиционного кризиса 1991-1998 гг. рост физического объема основных средств практически прекратился. При этом негативные процессы старения производственного оборудования резко ускорились. Если в 1980-1990 гг. средний возраст оборудования объектов исследования вырос с 8,6 до 10,7 лет, то в 1998 г. он составил в среднем 15 лет [3]. За последние 8-10 лет значительно увеличилась доля морально и физически устаревшего оборудования (свыше 20 лет) — с 13,2 до 37,3%. Соответственно повысилась степень износа основных фондов на всех исследуемых предприятиях.

Важным фактором ухудшения состояния основных фондов явилось резкое снижение объема ввода новых фондов. Если в 1991 г. коэффициент ввода в среднем по исследуемым предприятиям составлял 5,4 %, то в 1999 г. — 1,1%. При этом коэффициент выбытия существенно не изменился — соответственно 1,2 и 0,8 %. Серьезное положение сложилось на объектах исследования с износом активной части основных фондов: на начало 2002 г. износ машин и оборудования составил 73,8 %.

В 1991-1999 гг. произошло резкое сокращение доли нового оборудования (до 5 лет) в структуре активной части производственных фондов: с 24,3 до 2,4 %. Значительно возросла доля устаревшего производственного оборудования (возраст более 20 лет): с 17 до 31,3 %. Практически все объекты исследования работают на оборудовании, средний возраст которых 14-16 лет [3].

Если говорить об уровне загрузки производственных мощностей, то здесь ситуация по каждому из исследуемых объектов такова. Наиболее загруженными на протяжении всего изучаемого периода оказались мощности завода РГТО. Фактически предприятие сумело загрузить их к 2002 г. до 90-95 %. Особенно это касается технологического оборудования. Несколько хуже ситуация на заводе им. Пархоменко. В 1995-1996 гг., когда предприятие простаивало, были внесены

существенные изменения в состав и структуру производственных мощностей, и после 1997 г. уровень их использования не опускался ниже 55-65 %.

В последние годы, когда предприятие вместе с заводом РГТО и АОЗТ «Каргормаш» работают по программам импортозамещения и машиностроения, реализуемых в Карагандинской области, активизировалось сотрудничество с корпорацией «Казахмыс», восстановлены производственные связи со странами ближнего и дальнего зарубежья. Все это позволило загрузить производственные мощности объектов настоящего исследования.

Анализ использования производственных мощностей предприятий позволил сделать следующий вывод: с одной стороны, невысокий уровень загрузки номинальных мощностей не является непреодолимым препятствием для производства добавленной стоимости, активного накопления и обеспечения определенной финансовой устойчивости, а с другой — уровень загрузки мощностей оказывает существенное воздействие на условия воспроизводства.

Отметим, что каждое предприятие выбрало свою линию поведения в изучаемом периоде. Поддерживать нормальный воспроизводственный процесс на предприятиях удавалось ценой огромных усилий. Можно говорить о том, что в большинстве случаев объекты исследования работали «с колес», имея задел производственных заказов менее чем на три месяца. Возможностями серьезного производственно-финансового планирования, опирающегося на объем заказов, превышающий годовую производственную программу, предприятия практически не располагали. Единственным предприятием, которое придерживалось ежемесячного бизнес-плана, был завод РГТО. Благодаря четко спланированной потребности во всех видах материальных ресурсов завод практически не испытывал серьезных проблем в организации производственного процесса.

Изменилась в изучаемом периоде и роль транзакционных факторов в производстве и распределении добавленной стоимости. В целом следует отметить, что доли различных форм неденежных расчетов и денежных суррогатов заметно сократились. Особенно это коснулось завода им. Пархоменко и АОЗТ «Каргормаш». Именно эти предприятия испытали негативное воздействие на финансово-экономическое положение завышенных цен бартерных поставок. Кроме того, это лишило предприятия средств на дальнейшее развитие.

Решающую роль в снижении бартерных сделок для этих предприятий сыграло то, что российские заказчики продукции стали выкупать ее за наличный расчет в конце девяностых годов. Завод по ремонту горно-транспортного оборудования и КЛМЗ в меньшей мере испытали «давление» бартерных операций, это связано с входжением их в состав УД АО «Испат-Кармет» и корпорации «Казахмыс».

Проанализируем институциональные условия производства и распределения добавленной стоимости. Из рассмотренных в рамках статьи предприятий завод РГТО и КЛМЗ являются

структурными подразделениями крупных хозяйственных объектов. АОЗТ «Каргормаш» и КМЗ им. Пархоменко рассматриваются как изолированные экономические субъекты, связанные с друг другом исключительно через рынок.

Степень включенности предприятий (завода РГТО и КЛМЗ) в крупные хозяйственные структуры не могла не отразиться на процессе производства и перераспределения добавленной стоимости. Эти предприятия функционируют не на открытом рынке, а внутри управляемых «цепочек» стоимости, их текущая производственно-хозяйственная деятельность и перспективное развитие определяются крупной хозяйственной структурой.

Такое положение отражается на уровне загрузки производственных мощностей (имеется в виду, что УД АО «Испат-Кармет» и корпорация «Казахмыс» стремятся максимизировать загрузку мощностей, входящих в их состав структурных подразделений). Кроме того, включение этих предприятий в состав крупных структур уменьшает долю бартерных расчетов между хозяйствующими партнерами. Анализ показал, что в период с 1998 по 2002 гг. на этих двух заводах имел место значительно меньший уровень бартерных поставок по сравнению с АОЗТ «Каргормаш» и КМЗ им. Пархоменко.

Инновационные факторы оказались также значимыми для создания добавленной стоимости на объектах исследования. В целом все инновации можно разделить на несколько групп по степени их распространенности и уровню использования на предприятиях [4].

1. Популярные неспецифические меры. Речь идет о сдаче в аренду производственных площадей; снятии с производства отдельных видов продукции; освоении новой продукции; освоении новых рынков.

Применительно к предприятиям — объектам исследования можно сказать следующее: АОЗТ «Каргормаш» сдавал простаивающие производственные площади в аренду чаще других предприятий ввиду большой первоначальной площади. Неразрывность производственного процесса не позволила заводу отдать в аренду как неиспользуемое оборудование, так и незанятые площади. Освоением новых изделий и снятием с производства невостребованных рынком АОЗТ «Каргормаш» занималось медленнее других предприятий. Это связано с узкой специализацией предприятия, оправданной в условиях дореформенной экономики, сделавшей его особенно уязвимым в рыночных условиях.

Большие остатки готовой продукции (в основном механизированные крепи и комплексы), отсутствие сырья и материалов, разрыв связей с разработчиками новой угледобывающей техники (Институтом горного дела им. Скочинского в г. Москва и Карагандинским научно-исследовательским институтом), а также резкий отток квалифицированных кадров притормозили процесс освоения новых видов продукции и новых рынков. Можно говорить лишь об освоении различных видов новых технологий, позволивших снизить трудоемкость изготовления продукции и повысить производительность труда.

КМЗ им. Пархоменко, наоборот, сделал упор на освоение новых видов продукции. В основном это коснулось продукции для корпорации «Казахмыс». С производства были сняты те изделия, спрос на которые имел тенденцию к падению уже с начала девяностых годов. Завод им. Пархоменко имеет важное преимущество перед другими объектами исследования: он оснащен большим числом оборудования, предназначенного для мелкосерийного и единичного типа производства. Легкоперенастраиваемое оборудование значительно расширяет технические возможности завода для освоения новой продукции.

Завод РГТО также активно обновлял выпускаемую продукцию. Сначала предприятие наладило выпуск ряда наименований продукции, которые ранее ремонтировал, затем приступил к изготовлению новой для себя продукции.

КЛМЗ до вхождения в состав корпорации «Казахмыс» сдавал помещения в аренду, но новый собственник сделал ставку на качественное обновление материально-технической базы завода, что позволило сразу перейти к освоению новой для КЛМЗ продукции. Сначала это были изделия для корпорации «Казахмыс», а позже — для появившихся партнеров и потребителей как в РК, так и за ее пределами. Предприятие резко изменило ассортимент выпускаемой продукции и оказываемых услуг, поэтому можно сказать, что процесс снятия с производства устаревшей продукции шел достаточно активно, а главное — в сжатые сроки.

Таким образом, все объекты исследования в той или иной мере занимались обновлением ассортимента создаваемой продукции. Темпы обновления, его масштабы определялись существующим техническим уровнем предприятий, наличием хозяйственных договоров с потребителями продукции, материально-техническим обеспечением. В изучаемом периоде предприятия сумели в рамках действующих технологий удержать свои рыночные позиции.

2. Популярные специфические меры. Это — вывод устаревшего оборудования; ввод в эксплуатацию производственных мощностей; обретение новых казахстанских партнеров, освоение новых форм учета и планирования; освоение новых форм работы с персоналом.

Процесс вывода из строя устаревшего оборудования, не участвующего в производстве, наиболее активно протекал на двух предприятиях — АОЗТ «Каргормаш» и КЛМЗ корпорации «Казахмыс». Вводом в эксплуатацию новых производственных мощностей в изучаемом периоде занимались чаще на заводе РГТО (станки с ЧПУ, стенды для проведения контрольных испытаний и др.) и КЛМЗ (техническое оснащение для нового производственного процесса — станки фрезерные, горизонтально-расточные, шлифовальные, с ЧПУ и др.), что связано с инвестиционной поддержкой со стороны УД ОАО «Испат-Кармет» и корпорации «Казахмыс».

Если говорить о партнерстве, то следует подчеркнуть, что практически все объекты исследования активно сотрудничали до начала девяностых годов с российскими и украинскими

партнерами. Это объясняется давними производственными связями с шахтами Южкузбассуголь, предприятиями, специализировавшимися на изготовлении угледобывающей техники и Московским институтом горного дела (ИГД) им. Скочинского — основным разработчиком новой горной техники. Сотрудничество с казахстанскими предприятиями значительно уступало по объему заказов. Поэтому в рассматриваемом периоде особого налаживания отношений с республиканскими предприятиями не наблюдалось. Несколько активизировалось сотрудничество с поставщиками сырья и материалов в связи с участием объектов исследования в Программе импортозамещения, реализуемой в Карагандинской области с 1998 г.

Изменившиеся условия хозяйствования привели к необходимости разработки предприятиями бизнес-планов. Завод РГТО составляет ежемесячный бизнес-план (план доходов и расходов), АОЗТ «Каргормаш» и КМЗ им. Пархоменко разрабатывали бизнес-планы для обоснования получения кредитов в банке. Сказать, что бизнес-план разрабатывается ежегодно и является документом текущей производственно-хозяйственной деятельности всех исследуемых предприятий нельзя. Во всяком случае, применительно к АОЗТ «Каргормаш», КМЗ им. Пархоменко и КЛМЗ.

Что касается новых форм работы с персоналом, то практически все предприятия усилили требования к уровню квалификации исполнителей. Это относится и к рабочим, и к инженерно-техническим работникам, и служащим. Много внимания уделяется подбору таких специалистов как маркетолог, инженер-программист, который должен уметь работать с программными продуктами по бухгалтерскому учету, бизнес-планированию, финансовому анализу, а также инженерам-конструкторам с навыками работы по системам автоматизированного проектирования.

3. Непопулярные специфические меры. К таким мерам относят прежде всего внедрение новых форм управленческого учета.

На объектах исследования такая работа ведется очень медленно. Вероятно, это связано с первоочередными, более актуальными проблемами по сравнению с совершенствованием управленческого учета, такими как материально-техническое снабжение, формирование портфеля заказов, поиск новых источников финансирования бизнес-проектов и др.

4. Непопулярные неспецифические меры. Это — получение в аренду оборудования; обретение иностранных партнеров; изменение структуры управления.

Брать в аренду оборудование объекты исследования не пробовали, поскольку существующая техническая база позволяет решать текущие вопросы, но в планах у заводов это стоит на одном из первых мест.

Относительно иностранного партнерства следует отметить расширение сотрудничества завода РГТО с немецкой фирмой «Шарф», чешской фирмой «Феррит», предприятиями Польши, Кыргызстана, Украины. Активизировали работу с российскими,

украинскими и белорусскими партнерами АОЗТ «Каргормаш», КЛМЗ и завод им. Пархоменко. Интересно, что это не только старые потребители продукции и поставщики ресурсов, но и новые партнеры по бизнесу.

Существенных изменений в структуре управления на предприятиях не произошло. Можно только выделить упразднение некоторых технических отделов (например, на АОЗТ «Каргормаш» расформировали отделы, занятые ранее проектированием механизированных крепей и комплексов). Несколько расширились отделы снабжения и сбыта, которые теперь занимаются еще и маркетинговыми исследованиями. Практически на всех предприятиях созданы отделы по информационным технологиям. В целом, объекты исследования сохранили существующие организационные структуры управления.

Таким образом, можно говорить о специфике инновационной деятельности объектов исследования:

- по возможности, оперативный маневр мощностями и вывод избыточного оборудования;
- пересмотр круга партнеров (упор делается на готовность платить «живыми» деньгами, а также перспективное сотрудничество);
- освоение новых форм учета и финансового планирования, позволяющих реально управлять издержками;
- освоение новых методов и форм управления персоналом, обеспечивающих реализацию данных новшеств (особенно новых форм учета и планирования).

Теперь посмотрим, каковы возможные воздействия технологических, транзакционных, институциональных и инновационных факторов на процессы производства и перераспределения добавленной стоимости объектами исследования. В ходе предварительного анализа выделены следующие параметры, которые оказывают прямое либо косвенное влияние на формирование микроэкономических условий производства добавленной стоимости: степень встроенности в крупные хозяйственные структуры; экспорт в дальнее зарубежье; уровень обеспеченности заказами; уровень оплаты продукции «живыми» деньгами; применение новых форм учета и планирования; вывод устаревшего (избыточного) оборудования; уровень загрузки производственных мощностей. Применительно к объектам исследования можно расположить параметры по степени значимости их влияния на производство добавленной стоимости в следующем порядке:

- степень встроенности в крупные хозяйственные структуры;
- уровень обеспеченности заказами;
- уровень загрузки мощностей;
- экспорт в дальнее зарубежье;
- уровень оплаты продукции «живыми» деньгами;
- вывод устаревшего оборудования;
- применение новых форм учета и планирования.

В результате проведенного исследования можно сделать следующие выводы:

1. Имеет место производство отрицательной добавленной стоимости. Это связано с накопленными долгами предприятий по уплате налогов, давлением избыточных простаивающих мощностей, демпинговым ценообразованием, сохранением довольно высокого уровня бартерных транзакций в операциях. По-прежнему актуальными остаются задачи модернизации производственных мощностей и адаптации имеющихся активов к запросам рынка. Предприятия продолжают «проедать» капитал в основном вследствие нецелевого использования, амортизации и низкого объема инвестиций. Поэтому активизация процессов структурной перестройки и модернизации, наращивание инвестиций в обновление продукции и производственного аппарата остаются жизненной необходимостью. Подчеркнем, что решение этих проблем отечественных предприятий путем массового списания безнадежных долгов или повального банкротства маловероятно в складывающейся политико-экономической ситуации поддержания социальной стабильности.

2. Нельзя однозначно положительно охарактеризовать вхождение предприятий в крупные хозяйственные структуры. С одной стороны, включенность предприятий в данные структуры объективно ведет к повышению загрузки мощностей, росту обеспеченности заказами, что создает лучшие условия для производства добавленной стоимости. С другой стороны, у предприятий, ставших структурными подразделениями, возникают проблемы самостоятельного ведения бизнеса.

3. Процессы производства добавленной стоимости несут во многом интенсивный характер. Рост результативности производства обычно происходит на фоне его расширения и увеличения численности промышленно-производственного персонала. Это свидетельствует о том, что имеет место интенсивный переток рабочей силы на более эффективные предприятия, а также создаются новые рабочие места.

4. Процесс создания добавленной стоимости является достаточно управляемым на уровне отдельного предприятия. Все объекты настоящего исследования пытаются в меру своих сил и финансовых ресурсов вести активную инновационную политику. Однако лишь освоение новых методов планирования и учета позволяет руководству предприятия не только лучше контролировать бизнес-процессы, имеющие заведомо отрицательную экономическую результативность, но и принимать организационно-управленческие меры, позитивно влияющие на процесс создания добавленной стоимости. Как следствие, руководство предприятий, опирающееся на новые формы управленческого учета и контроля, направляет свои усилия на рационализацию производственных мощностей, пересмотр условий транзакций, освоение новых производственных и управленческих технологий.

5. Уровень загрузки производственных мощностей является одним из важнейших факторов производства добавленной стоимости. Это позволяет поставить вопрос о более активной структурной политике в области формирования основных фондов. Речь идет о создании стимулов к скорейшему выводу морально и

физически устаревших фондов. Наличие избыточных фондов даже на успешно работающих предприятиях ведет к росту издержек и повышению уровня налоговой нагрузки на добавленную стоимость.

В целом проведенное исследование показало, что за последние годы изменились приоритеты функционирования промышленных предприятий Карагандинской области. В частности, активная

инновационная деятельность воспринимается большинством руководителей как абсолютно необходимое условие перехода от выживания к развитию. Те предприятия, которые не вошли в состав крупных хозяйственных структур, продолжают автономное «плавание» и поэтому особенно нуждаются в действенных мерах государственной структурной и инновационной политики.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Малый бухгалтерский словарь / Под ред. А.Н. Азрилияна. М.: Институт новой экономики, 2001. 1088 с.
2. Картников М.К. Формирование экономического потенциала предприятий. М.: Экономика, 2001. 213 с.
3. Долгов С.К., Фрегиникова М.Ю. Предприятия в рыночной экономике. М.: ИНФРА-М, 2000. 96 с.
4. Аубакирова Г.М. Оценка финансово-экономической состоятельности и устойчивости промышленных предприятий. Караганда: ПК «Экожан», 2003. 175 с.

УДК 338.4:622.32

Д.Р. СИХИМБАЕВА

Экономический механизм охраны окружающей среды на современном этапе

Вследствие недостаточно продуманной стратегии природопользования, экстенсивного развития промышленности, игнорирования необходимости и возможностей научного регулирования антропогенных нагрузок угрожающая деградация природной среды Казахстана продолжается. Анализ данных промышленного производства и экологического состояния РК показал, что на экологическую ситуацию повлияло преимущественное развитие добывающих, энергетических и металлургических отраслей промышленности, экстенсивное развитие которых, не сопровождаемое соответствующими мерами по рациональному использованию ресурсов и охране окружающей среды, оказало разрушительное действие на условия жизни населения. Такое положение обусловлено недостаточным развитием системы очистных сооружений, малоэффективной работой действующих установок, медленным внедрением прогрессивной техники и технологий для сведения к минимуму выброса вредных веществ. Игнорирование требований охраны окружающей среды, условий экологической безопасности уже привело ряд регионов и городов почти к экологической катастрофе. Подобный подход к разработке месторождений сырьевых ресурсов еще до конца не изжит. Это объясняется высокой емкостью затрат для соблюдения экологических требований, отсутствием эффективных технологий и т.п.

Увеличение объемов добывающей промышленности и других производств, введение в оборот новых природных ресурсов и расширение предпринимательства, в том числе внешнеэкономических связей, без наличия экономического механизма рационального природопользования могут привести к чрезмерной эксплуатации минерально-сырьевых, земельных и водных ресурсов, к загрязнению воздушного и

водного бассейнов, создают угрозу значительного ухудшения экологических условий жизни людей.

Отходы производства, особенно вторичные минеральные ресурсы, занимают огромные площади ценных земель под отвалы и являются источниками загрязнения окружающей среды. Учет, утилизация, обезвреживание и захоронение отходов производства в Казахстане находится в крайне неудовлетворительном состоянии. Для доставки их в места складирования расходуется до 10% стоимости произведенной продукции. Развитие добывающих отраслей промышленности в РК и ведомственный подход к переработке сырья привели к чрезмерному накоплению промышленных отходов, объем которых превысил 17 млрд. т. Ежегодно образуется 1 млрд. т., из них для нужд народного хозяйства используется 60-70 млн. т., или менее 1% всего ресурса. Этот показатель в развитых странах равен 40-50% [1]. Наибольшую экологическую опасность представляют растущие из года в год объемы токсичных отходов, образующихся в процессе переработки природных ресурсов. Положение осложняется отсутствием конкретных исследований баланса образования отходов, их размещения и использования.

Поиск путей и практическое осуществление мероприятий по снижению выбросов в окружающую среду загрязняющих веществ является весьма актуальной задачей.

Необходима разработка таких экологических нормативов и методик по их внедрению, которые стимулировали бы не только достижение баланса в окружающей среде, но и предотвращали сверхнормативное загрязнение окружающей природной среды. Недостаточность экономических исследований проблем баланса и охраны окружающей среды связана с отсутствием системы показателей, позволяющих дать эколого-экономическую оценку функционирования объектов народного хозяйства. Существующие

показатели воздействия материального производства на окружающую природную среду, агрегированные по элементам природной среды, экономические средства, направляемые на охрану окружающей среды, величины мощности природоохранного оборудования при экономическом анализе не согласованы с технико-экономическими показателями. Для координации результатов экономического планирования на макроуровне и анализа состояния окружающей среды на микроуровне необходимо согласование планов и состояния окружающей среды на уровне предприятий, а на макроуровне следует выводить только индикативные показатели состояния окружающей среды.

Поскольку в настоящее время учет антропогенного воздействия на природную среду ведется по фактическим результатам уже осуществленного воздействия, то необходимо также введение в область экономического анализа интегрированных показателей эколого-экономического уровня объектов народного хозяйства. В эколого-экономический анализ следует ввести такие сравнительные показатели, как показатели темпов роста промышленного производства, основных производственных фондов, потребления ресурсов и образования отходов, выбросов вредных веществ в атмосферный воздух предприятиями промышленности, используемых общих и природоохранных капитальных вложений, которые позволят при их сопоставлении определить эколого-экономический уровень промышленного производства.

Таким образом, состояние экономического механизма природопользования в республике в области охраны окружающей среды показывает его недостаточную разработанность. Важным является вовлечение отходов производства в хозяйственный оборот. Проблема определения экономической эффективности использования отходов в производстве — это проблема определения экологической, социальной и экономической эффективности их утилизации.

Современные условия производства вызывают необходимость перехода на принципиально новые экономические основы природопользования. Важной задачей является согласование потребностей общества в сохранении окружающей среды и рациональном природопользовании с интересами предприятий, т.е. учет экологического благополучия в экономической системе. Сохранение и воспроизводство окружающей среды должны рассматриваться как составная часть устойчивого экономического развития общества. Определяющими в создании такого механизма должны стать платежи за загрязнение окружающей среды, основными функциями которых являются стимулирующая, компенсационная, контролирующая и аккумулирующая, поскольку на их основе формируются соответствующие региональные и местные фонды охраны природы. Ввод экономических методов регулирования качества

окружающей среды в сферу производственных интересов промышленных предприятий и организаций поможет восстановлению природы, улучшению здоровья населения.

В настоящее время установилось значительное превышение расхода материальных ресурсов в сравнении с мировыми нормами их потребления, что требует принятия решительных мер. Ресурсосбережение надо рассматривать не только как фактор повышения эффективности использования материальных ресурсов, но и как фактор снижения уровня антропогенного воздействия на природную среду. Поэтому для разработки программы экологического нормирования главной задачей будет выявление новых подходов к наиболее совершенной системе нормирования, которая бы отвечала требованиям сегодняшнего дня. В эту программу следует включить вопросы совершенствования системы экологического нормирования отходов предприятий таких базовых отраслей, как черная и цветная металлургия, топливно-энергетический комплекс, нефтехимическая и химическая промышленность, в местах размещения которых недопустимо повышается уровень загрязнения окружающей природной среды. Усиление влияния экологических факторов на современное социально-экономическое состояние и развитие хозяйствования РК настоятельно требует их учета при принятии любых хозяйственных решений. Совершенствование методологии и методики учета экологических факторов в планировании природопользования тесно связано с определением удельного веса экологической составляющей в таких макропоказателях, как валовой национальный продукт, национальный доход, накопление и потребление, инвестиции.

Важно включить в экономический механизм природопользования страховые экологические фонды, которые должны стать основой компенсации экономического ущерба от экологически опасных аварий. В них должны войти страховые фонды предприятий (в первую очередь повышенного экологического риска), отраслевые и региональные страховые фонды. Страхование может быть как обязательным (государственным), так и добровольным. Условия перехода к рынку и появление различных форм собственности приводят к необходимости ускорения совершенствования системы экологического нормирования и создания методической базы по ее реализации.

Разработка и внедрение новой государственной политики управления природопользованием, в основу которой положен территориальный принцип, потребуют перехода на новую систему экологического нормирования через регламентацию режимов природопользования по региону, через систему экологических ограничений природопользования по территории и экосистемам. Планирование природопользования должно производиться с учетом оценки степени загрязнения

от планируемой добычи природных ресурсов на данной территории.

В условиях спада производства решение проблемы охраны воздушного бассейна возможно мерами по ограничению выбросов вредных веществ в атмосферу путем строительства и реконструкции газопылеулавливающих установок и сооружений, ликвидации источников загрязнения, внедрения малоотходных технологий, утилизации вредных веществ из отходящих газов, использования экологически чистых видов топлива и сырья. Эти мероприятия могут решаться за счет средств самих предприятий и резервных фондов охраны природы.

Радиоактивное загрязнение остается в золах и шлаках тепловых электростанций, и поэтому, прежде чем их использовать в качестве строительного материала, необходима тщательная их проверка на радиоактивность.

Экономическое стимулирование природоохранной деятельности предприятий является одним из наиболее острых нерешенных вопросов формирования механизма платного природопользования. Деятельность по охране окружающей среды предприятия необходимо рассматривать как одну из равноправных сторон его производственной деятельности. Казахстан, став хозяином своих природных ресурсов, должен кардинально изменить сложившееся отношение к их разработке, выработать принципиально новую экономическую политику по использованию одного

из своих главных богатств — природного сырья, основанную на бережливости, экономической целесообразности, обеспечении долговременной экономической и экологической безопасности республики [2].

Экономические методы имеют важное значение, но кардинальное решение экологических проблем в долгосрочной перспективе видится в коренном изменении структурной политики в экономике и механизме ее реализации. Основой такой стратегической задачи должно стать обеспечение технологического переворота на базе ускоренного массового внедрения высокотехнологичной наукоемкой продукции и крупномасштабной замены устаревшей техники, создание потенциала экспортных производств конкурентоспособной на внешнем рынке продукции при существенном снижении доли продукции добывающих отраслей промышленности. Осуществление структурных сдвигов, интенсивное внедрение мало- и безотходных технологий, форсированное развитие наукоемких производств, вовлечение в производственный оборот накопленных вторичных ресурсов позволят снять экологическую напряженность в республике, улучшить условия жизни людей.

Экологическая стратегия государства должна предусматривать переход от ограниченных природоохранных мероприятий к всеобщей экологизации общественного производства и любой хозяйственной деятельности человека.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Экономический механизм природопользования / Под ред. У.Б. Баймуратова. Алматы: Гылым, 2000. 276 с.
2. Каргажанов З.К., Сихимбаева Д.Р. Пути предотвращения воздействия нефтегазовых производств на экологию окружающей среды // Транзитная экономика. 2002. №2. С. 80-85.

УДК 331.5

А.А. АЛИМБАЕВ
Л.И. ТОГАЙБАЕВА

Социальные проблемы занятости в условиях трансформации экономики Республики Казахстан

В условиях реформирования экономических отношений и вхождения Республики Казахстан в конкурентную международную среду макроэкономическое понятие «трудова́я занятость» приобретает качественно новое содержание.

С экономическими трудностями Казахстан столкнулся при проведении реформ в последнем десятилетии XX века. Наибольшее снижение объемов ВВП пришлось на 1995 г., когда этот показатель составил 61,4% от объема ВВП 1990 г. В 1996 г. падение ВВП приостановилось, в 1997 г. имел место его некоторый рост, а в 2000-2002 гг. он был одним из самых высоких в странах СНГ. В 1992-1994 гг., рост цен увеличился в 16-20 раз, гиперинфляция была остановлена только в 1996 г. В последующие годы уровень инфляции жестко контролировался правительством. Социально-экономические трудности переходного периода привели к снижению дохода большей части населения. Более 62% населения РК в 1997-1999 гг. имели доход ниже 3000 тенге в месяц, а

четверть населения — 3000-6000 тенге в месяц (менее 70 долларов США).

Сокращение доходной части государственного бюджета отразилось на социальной сфере (здравоохранении, образовании, науке и культуре), привело к вынужденному сокращению учреждений, росту безработицы и появлению малообеспеченных слоев населения.

Ежегодные потери от недоиспользования трудового потенциала представляют опасность для экономики страны, негативно отражаются на состоянии выполнения государственного и местных бюджетов из-за уменьшения налоговых платежей и дополнительной финансовой нагрузки на бюджет, адресованной безработным и малоимущим. Сокращаются инвестиции в общественно-хозяйственный комплекс страны и происходит падение уровня жизни населения.

Значительное влияние на сферу занятости населения оказал распад СССР и последующее создание суверенных государств. Суверенная страна

самостоятельно решает проблемы занятости населения, отработывая свою стратегию и тактику.

Демографическая ситуация в РК. За короткий промежуток времени (1991-2001 гг.) зарождения и развития рыночных отношений, укрепления независимости постсоветских республик в демографической ситуации произошли существенные изменения (табл. 1) [1].

Как видно из табл. 1, общая численность населения Содружества на начало 2001 года составила 280,7 млн. чел., что на 1,6 млн. чел., или на 0,6% меньше, чем в начале 1991г. Наибольшее падение численности населения, на 2 млн. чел. (11,6%), наблюдалось в Казахстане (снижение уровня рождаемости и миграция). Сократилась численность населения Грузии и Молдавии. Украина, Россия, Белорусия, где проживает 73% всего населения СНГ, с начала 90-х годов вступили в полосу депопуляции. Отношение числа умерших к числу родившихся в 1992-1993 годах составляло: в Белорусии — 1,1, России — 1,14, на Украине — 1,18, а в 2000 г. оно выросло соответственно до 1,44, 1,77 и 1,96. В остальных государствах демографический потенциал продолжал расти. В странах Центральной Азии наблюдались высокие темпы прироста населения, что было особенно характерно для Туркменистана — на 30,4 %, Узбекистана — 20,2%, Таджикистана — на 15,7% [1]. В период с 1991 по 1995 г. в РК, как и в других новых странах, произошел резкий спад производства во всех отраслях экономики и сокращение экономически занятого населения. Именно эти годы характеризуются увеличением простоев предприятий, переводом их на режим неполного рабочего дня и недели, массовым высвобождением рабочей силы с производства, ростом скрытой безработицы и безработицы на фиксированном рынке труда.

Таблица 1

ЧИСЛЕННОСТЬ ПОСТОЯННОГО НАСЕЛЕНИЯ СНГ

Страна	На начало года, тыс. чел.			2001 в % к 1991
	1991	1996	2001	
Белорусия	10261	10264	9990	97,4
Россия	148543	147967	144800	97,5
Украина	51944	51334	49000	94,3
Казахстан	16793	15676	14844	88,4
Молдавия	4367	4332	4272	97,8
Азербайджан	7187	7726	8081	112,4
Армения	3574	3766	3804	106,4
Грузия	5464	5416	5100	93,3
Киргизия	4422	4625	4908	111,0
Таджикистан	5358	5884	6196	115,7
Туркменистан	3714	4587	4843	130,4
Узбекистан	20708	23007	24900	120,2
СНГ	282335	284584	280738	99,4

Безработица оказывает негативное влияние на положение населения как в экономическом, так и в социальном плане. Психологические последствия

такие, как стресс, депрессия, страх, неуверенность в завтрашнем дне отразились на снижении естественного прироста населения (рис. 1).

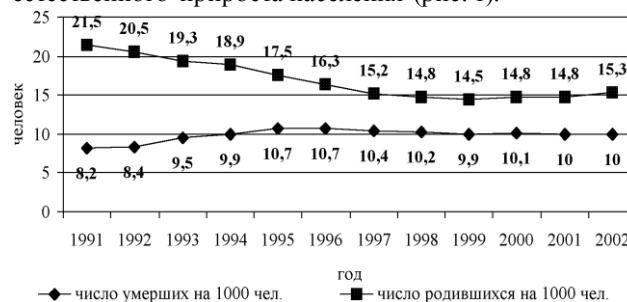


Рис. 1. Динамика численности родившихся и умерших на 1000 человек населения

Как видно из рис. 1, с 1991 по 1999 гг. имело место постоянное снижение численности родившихся детей на 1000 человек населения, а с 2000 г. наметилась тенденция к постепенному увеличению рождаемости. С 1991 по 1995-1996 гг. смертность возросла с 8,2 до 10,7 человек на 1000 человек населения, а с 1997 по 2002 гг. этот показатель стабилизировался на уровне 10±0,2 человека.

Следующей особенностью развития стран СНГ в первом десятилетии независимости стала их моноэтничность. В национальном составе Казахстана произошли существенные изменения. Впервые за многие годы численность казахов превысила половину населения республики и достигла 8 млн. человек (53,4%), увеличившись на 1,5 млн. За период между переписями (1989-1999 гг.) ускорился процесс выезда немцев, греков, поляков, евреев и болгар на историческую родину, их численность в РК сократилась на 653 тыс. человек (60,5%), русских, украинцев, белорусов — на 1977 тыс. человек (28%), других малочисленных народов — на 197 тыс. человек (1,8%) [2].

Состояние рынка труда. Структурная перестройка экономики, внедрение рыночных механизмов управления экономикой связано с увольнением избыточных работников, повышением требований к качеству рабочей силы, активизацией миграционных процессов и увеличением безработицы. В системе экономических и социальных проблем изменения численности и уровня занятости населения занимают ведущее место и вместе с показателями уровня жизни выступают своеобразным индикатором развития общества.

Наиболее остро проблема занятости стоит в странах с переходной экономикой. В РК до начала рыночных преобразований безработица как социально-экономическая категория не существовала. Всеобщая занятость и среднее образование были завоеванием социализма.

В условиях переходного периода к рыночной экономике ситуация в сфере занятости отражается на уровне образования и специальной подготовки, которые не соответствуют потребностям рынка. Усиливается декартификация рабочей силы, на фоне увеличения безработных и их недостаточной социальной защищенности происходит

маргинализация общества, увеличивается теневизация занятости, усложняются проблемы трудоустройства молодежи, женщин, инвалидов и других социально незащищенных категорий населения.

В табл. 2 приведены данные, характеризующие показатели экономически активного и неактивного населения РК [2,3]. Уровень безработицы, официально зарегистрированный в большинстве стран СНГ, составляет примерно 4% трудоспособного населения. Все больше стран мира для оценки безработицы используют методологию Международной организации труда (МОТ), которая более достоверно и всесторонне оценивает состояние рынка труда, при этом показатель безработицы увеличивается примерно в 3 раза [4, 5].

Основными источниками информации о занятости и безработице в РК являются:

- выборочные обследования домашних хозяйств;
- выборочные обследования предприятий;
- административный учет государственных служб занятости;

- переписи населения и статистическая отчетность.

Как видно из табл. 2, с 1999 г. в РК наметилась стойкая тенденция к улучшению ситуации на рынке труда. В 2001 г. уровень безработицы снизился по отношению к предыдущему году на 19,5%, в 2002 г. — на 9,5%. На фоне других стран бывшего СССР РК имеет более динамические показатели по улучшению социально-экономического состояния населения, что подтверждается ростом минимальной заработной платы и величины прожиточного минимума (рис. 2).



Рис. 2. Динамика роста минимальной заработной платы и величины прожиточного минимума

Весьма обнадеживающей тенденцией развития экономики РК является не только рост минимальной заработной платы, но и постепенное снижение разницы между минимальной заработной платой и величиной прожиточного минимума. Если в 1995 г. минимальная заработная плата составляла 13% от величины прожиточного минимума, в 2001 г. — 76%, то в 2002 г. — 82%.

Важнейшим требованием улучшения социально-экономического положения в РК является становление нового рынка труда как совокупности экономических, организационных и правовых отношений, базирующихся на балансе предложения и спроса на рабочую силу. Проблема занятости не может решаться изолированно, без учета возможностей стабилизации и экономического роста, активизации инвестиционной

деятельности. Одновременно необходимо иметь достоверную информацию о движении рабочей силы и создании рабочих мест, надлежащее правовое, организационное и методическое обеспечение служб занятости и конституционные гарантии защиты безработных.

Таблица 2

ДИНАМИКА ЗАНЯТОСТИ НАСЕЛЕНИЯ РК [3]

Показатель	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002
Экономически активное население, тыс. чел.	7716,2	7577,8	6963,4	7118,2	7359,8	7489,5	7440,1	7052,6	7055,4	7107,4	7479,1	7400,3
Уровень экономической активности, %	68,6	67,0	61,5	63,5	66,8	68,7	68,8	65,9	66,0	66,0	70,2	70,1
Занятое население, тыс. чел.	7716,2	7577,8	6963,4	6581,8	6551,5	6518,9	6472,3	6127,6	6105,4	6201,0	6698,8	6709,6
Уровень занятости, %	100,0	100,0	100,0	92,5	89,0	87,0	87,0	86,9	86,5	87,2	89,6	90,7
Наемные работники, тыс. чел.	7389,5	7210,2	6594,4	6020,8	5466,4	4918,4	4271,3	3783,0	3354,2	3504,4	3863,3	4030,3
Доля численности занятого населения, %	95,8	95,1	94,7	91,6	83,4	75,4	66,0	61,7	54,9	56,5	57,7	60,1
Уровень безработицы, %	-	-	-	7,5	11,0	13,0	13,0	13,1	13,5	12,8	10,4	9,4
Экономически неактивное население, тыс. чел.	3533,0	3733,7	4355,1	4086,3	3658,3	3417,7	3368,8	3649,9	3639,5	3655,2	3175,8	3155,2
Уровень экономической неактивности (пассивности), %	31,4	33,0	38,5	36,5	33,2	31,3	31,2	34,1	34,0	34,0	29,8	29,9

Безработица в РК представляет собой одно из наиболее болезненных явлений, свойственных экономическому кризису. Она связана с трансформацией плановой экономики в рыночную и поэтому носит не циклический, а трансформационно-структурный характер.

Таким образом, занятость — это не только индивидуальное право человека на труд, но и коллективная экономическая необходимость, которая реализуется в результате определенной экономической политики и конкретных действий, за которые несет ответственность государство. Именно поэтому Республике Казахстан необходим программно-целевой подход, благодаря которому рациональное использование трудовых ресурсов играло бы роль одного из важнейших интегральных показателей эффективности реформ, а в силу большого разнообразия ситуации на огромной территории страны, занятость населения необходимо рассматривать с учетом всех региональных ее особенностей.

Основные пути создания и сохранения рабочих мест. При реализации государственной политики занятости в РК необходимо руководствоваться международными принципами, которые были приняты Советом ЕС и состоят из таких положений:

- поддержка занятости населения;
- развитие малого и среднего бизнеса;
- помощь предприятиям и их работникам в адаптации к новым экономическим условиям;
- обеспечение равных возможностей для всех граждан.

Решение проблемы занятости населения с помощью рычагов только активной политики является нереальной. Необходимо четко сбалансировать мероприятия активной и пассивной политики, и только тогда реализация этих мероприятий может дать положительный результат.

С учетом социально-экономического положения РК к основным направлениям сокращения

безработицы и решения проблем занятости населения следует отнести следующие:

- ускорение экономических реформ и стабилизацию экономики;
- совершенствование нормативно-правовой базы по вопросам занятости населения и его социальной защиты;
- введение действенного механизма стимулирования работодателей в отношении создания новых рабочих мест через льготное налогообложение, кредитование, что особенно важно при трудоустройстве неконкурентоспособных групп населения: молодежи, инвалидов, женщин с многодетными семьями, людей преклонного возраста;
- содействие развитию малого и среднего бизнеса, самозанятости населения, особенно в сфере услуг;
- повышение функциональной роли и эффективности деятельности государственных служб занятости;
- постепенное увеличение удельного веса финансовых средств, которые направляются государством для реализации активной политики занятости;
- экспертиза инвестиционных проектов в части их соответствия потребностям увеличения спроса на рабочую силу, прежде всего с позиций региональных интересов;
- активное содействие местных органов власти расширению общественных и сезонных работ, широкое привлечение к их реализации бюджетных и внебюджетных средств;
- расширение внутреннего рынка казахстанских товаров, особенно при производстве товаров народного потребления;
- создание эффективной системы повышения квалификации и переподготовки занятого и незанятого населения, в том числе внедрение рекомендаций МОТ, гарантирующих большую гибкость по сравнению с традиционной системой профессионального обучения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Топилин А. Демографическая ситуация в странах СНГ (к 10-летию образования содружества): Электронная версия информационного бюллетеня центра демографии и экологии человека «Население и общество». 2002. №6. С. 18-21.
2. Казахстан в цифрах: Статистический сб. / Под ред. А.А. Смаилова. Алматы, 2002. 226 с.
3. Занятость населения. Экономически активное и неактивное население в возрасте 15 лет и старше. <http://www.stat.kz/ru/dinamic/stat>.
4. Сердюк Т.В., Тогайбаева Л.И. Современные проблемы безработицы в постсоветских странах // Экономика: проблемы теории и практики: Сб. науч. тр. Вып.168. Днепропетровск: ДНУ, 2003. С. 213-218.
5. Гурдонский А. Масштабы безработицы в России // Вопросы экономики. 2001. №11. С. 113-118.

РЕЗЮМЕ

УДК 622.831.3. А.Е. СУДАРИКОВ, М.А. БАЙКЕНЖИН, М.К. БАЙМУЛЬДИН. **Устойчивость горных выработок в крепких трещиноватых породах.**

Поставлена и решена задача определения устойчивости горной выработки при наличии трещиноватости горного массива. С помощью численного моделирования найдены зоны возможных вывалообразований. Рассмотрены условия образования зоны разрушения вокруг выработки, приведены рекомендации по их креплению.

УДК 658.512.22.011.56. С.С. КВОН, Э.Г. РООТ, В.Ф. ДЕМИН, Н.А. НЕМОВА. **Структура методического подхода к выбору оптимальных технологических схем очистной выемки.**

Приведены структура и методы разработки технологической модели по формированию рациональных технологических схем очистной выемки на основе анализа и синтеза функциональных элементов и процессов, происходящих в транспортных и вентиляционных выработках, оконтуривающих выемочные столбы.

УДК 622.014:658.513:681.3. Ю.В. БОЧЕНИН, В.В. РОЖКОВ, С.С. САТАРОВ, М.З. ОНГАРБАЕВ. **Классификация недропользования при разведке и добыче углеводородного сырья.**

Изложены основные принципы систематизации операций недропользования при разведке и добыче углеводородного сырья (УВС). Предложена классификация недропользования в соответствии с типом УВС, видом и стадией проводимых работ. Данный системный подход необходим для эффективного формирования информационной системы обеспечения мониторинга недропользования в сфере разведки и добычи УВС.

УДК 551.21+553(574.3). Л.И. МАГРЕТОВА, В.С. ПОРТНОВ. **Магматизм и металлогения северной части Бозшакөл-Чингизской островной дуги в раннем палеозое (Центральный Казахстан).**

Рассмотрены эволюция магматизма и металлогеническая специализация северных сегментов Бозшакөл-Чингизской раннепалеозойской островодужной системы (Бозшакөлского, Кендыктинского и Майкаинского).

УДК 621.9.02-229. В.Г. БОЯРСКИЙ. **Технологическая оснастка для групповой обработки.**

Предлагается опыт разработки, внедрения и тенденции развития технологической оснастки для машиностроительных предприятий.

УДК 621.791. А.П. ЧУРИКОВ. **Технология диффузионной сварки в вакууме пластин магнитоотрицательного привода малых перемещений узлов станка.**

О разработке технологии сварки в вакууме

ӨОЖ 622.831.3. А.Е. СУДАРИКОВ, М.А. БАЙКЕНЖИН, М.К. БАЙМОЛДИН. **Берік жарықшақты жыныстардағы тау қазбаларының орнықтылығы.**

Тау-кен массивінің жарықшақтылығы бар болғанда тау қазбасының орнықтылығын анықтау міндеті қойылған және шешілген. Сандық модельдеу көмегімен мүмкін болатын құлауға бейім жыныстар аймақтары табылған. Қазба маңындағы бұзылу аймақтарының пайда болу жағдайлары қарастырылған, оларды бекіту бойынша ұсыныстар келтірілген.

ӨОЖ 658.512.22.011.56. С.С. КВОН, Э.Г. РООТ, В.Ф. ДЕМИН, Н.А. НЕМОВА. **Тазартып алу-дың оңтайлы технологиялық сұлбаларын таңдауға келетін әдістемелік ыңғайдың құрылымы.**

Алудіңгектерін жиектетін, тасымалдау және желдету қазбаларында болатын функционалды элементтер мен процестерді талдау мен синтездеу негізінде тазартып алудың тиімді технологиялық сұлбаларын қалыптастыру бойынша технология-экономикалық модельдің құрылымы мен әзірлеу әдістері келтірілген.

ӨОЖ 622.014:658.513:681.3. Ю.В. БОЧЕНИН, В.В. РОЖКОВ, С.С. САТАРОВ, М.З. ОНГАРБАЕВ. **Көмірсутегілі шикізатты барлау мен өндіру кезінде жер қойнауын пайдаланудың жіктелуі.**

Көмірсутегілі шикізатты (КСШ) барлау мен өндіру кезінде жер қойнауын пайдалану операцияларын жүйелендірудің негізгі принциптері баяндалған. КСШ типіне, жүргізілетін жұмыстардың түрі мен сатысына сәйкес жер қойнауын пайдаланудың жіктелуі ұсынылған. Берілген жүйелі ыңғай КСШ барлау мен өндіру сферасында жер қойнауын пайдалану мониторингін қамтамасыз етудің ақпараттық жүйесін тиімді қалыптастыру үшін қажет.

ӨОЖ 551.21+553(574.3). Л.И. МАГРЕТОВА, В.С. ПОРТНОВ. **Ерте палеозойдағы Бозшакөл-Шыңғыс аралдық доғасының солтүстік бөлігіндегі магматизм және металлогения (Орталық Қазақстан).**

Бозшакөл-Шыңғыс ерте палеозойлық аралдық доға жүйесінің (Бозшакөл, Кендікті және Майқайың) солтүстік сегменттері магматизмінің эволюциясы мен металлогендік бағытталуы қарастырылған.

ӨОЖ 621.9.02-229. В.Г. БОЯРСКИЙ. **Топтық өңдеуге арналған технологиялық жабдықтар**

Машина жасау кәсіпорындарына арналған технологиялық жабдықтарды әзірлеу, өндіру және дамыту бағыттарының тәжірибесі ұсынылады.

ӨОЖ 621.791. А.П. ЧУРИКОВ. **Станок түзілімдерінің шағын орын ауыстыратын магнит-стрикциялық жетегінің тілімшелерін вакуумда диффузиялық дәнекерлеу технологиясы.**

UDC 622.831.3. A.Ye. SUDARIKOV, M.A. BAYKENZHIN, M.K. BAYMULDIN. **Workings Stability in Hard Jointing Rocks.**

The task was set up and solved for determining the working stability in presence of jointing of a rock mass. The zones of rocks inclined to caving have been found by means of the numerical simulation. The conditions of forming a zone of destroying round a working have been considered, the recommendations of their supporting have been given.

UDC 658.512.22.011.56. S.S. KVON, E.G. ROOT, V.F. DYEMIN, N.A. NEMOVA.

Structure of Methodical Approach to Selecting Optimal Technological Schemes of Cleaning Extraction.

The structure and methods have been given to develop a technological-and-economic model for forming rational technological schemes of a cleaning extraction on the basis of analyzing and synthesizing functional elements and processes taking place in transport and air ways mapping extracted pillars.

UDC 622.014:658.513:681.3. Yu.V. BOCHENIN, V.V. ROZHKOVA, S.S. SATAROV, M.Z. ONGARBAYEV.

Classifying Bowels Utilization in Prospecting and Extracting Raw Materials Containing Hydrocarbon.

The main principles of systematizing operations of the bowels utilization in prospecting and extracting raw materials containing hydrocarbon have been stated. The classification of the bowels utilization has been suggested in accordance with the type of the raw material containing hydrocarbon, the form and stage of works being carried out. The system approach given is necessary to form effectively an information system of providing monitoring the bowels utilization in the field of prospecting and extracting raw materials containing hydrocarbon.

UDC 551.21+553(574.3). L.I. MAGRETOVA, V.S. PORTNOV.

Magmatism and Metallogeny of Northern Part of Bozshakol-Chingiz Island Arch in Early Palaeozoic (Central Kazakhstan).

The evolution of magmatism and the metallogenic specialization of the northern segments of the Bozshakol-Chingiz early-Palaeozoic island arch system (Bozshakol, Kendikty, Maykain) have been considered.

UDC 621.9.02-229. V.G. BOYARSKY. **Machining Attachments for Group Treating.**

The experience of developing, introducing and the tendencies of developing machining attachments for machine-building enterprises are suggested.

UDC 621.791. A.P. CHURIKOV. **Technology of Diffusion Welding in Vacuum of Plates of Magnetostrictive Drive**

магнитострикционных материалов для приводов малых перемещений узла станка, оснащенного системой адаптивного управления.

УДК 669.046.511.2. А.З. ИСАГУЛОВ, С.Г. КАНУННИКОВА, В.Ю. КУЛИКОВ, О.С. СОГРИНА, В.В. ЯКОВЛЕВ. **Способы интенсификации ваграночного процесса.**

Предложены изменение завалки кокса и способ усреднения химического состава чугуна. Проведён расчет расхода кокса по новой завалке.

УДК 621.744.079.001.5. Т.Ж. ЖУКЕБАЕВА, С.Г. КАНУННИКОВА. **Исследование условий поверхностного модифицирования и легирования отливок из серого чугуна в литейной форме.**

Поверхностное модифицирование и легирование отливок из серого чугуна в литейной форме позволяет значительно улучшить качество поверхностного слоя отливки за счет изменения микроструктуры чугуна. В результате этого явления изменяются и механические свойства, поверхностный слой отливки приобретает особые свойства. Кроме того, исследован механизм взаимодействия «активных покрытий» с заливаемым сплавом.

УДК 669.168. А.Ф. ЧЕКИМБАЕВ, С.О. БАЙСАНОВ, М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ, А.Б. АХМЕТОВ, Б.А. АМУРГАЛИНОВ, А.А. ЖАРМЕНОВ. **Теоретические и технологические исследования по разработке технологии и освоению производства ферросиликоалюминия.**

Проведен термодинамический анализ системы Fe-Si-Al-C-O и по его результатам построена политермическая диаграмма равновесного состояния элементов в зависимости от температуры. Проведенные кинетические исследования и промышленные испытания подтвердили результаты термодинамического моделирования процесса и позволили на базе мини-завода в г. Экибастуз по технологии ХМИ наладить промышленное производство ферросиликоалюминия.

УДК 661.865.66. Б.К. БАЛБЕКОВА. **Исследование влияния добавок на процесс кислотного выщелачивания труднообогатимого редкоземельного сырья.**

Рассмотрено влияние органических и неорганических добавок на процесс кислотного выщелачивания труднообогатимого редкоземельного сырья.

УДК 691.3. И.У. ТОГАЙБАЕВ. **Предпосылки повышения долговечности бетэловых электронагревателей.**

Рассмотрена технология производства низкотемпературных бетэловых нагревателей с предварительной укладкой электродов, впрессованных в обжатом виде с вяжущим. Последующая отработка повышает эффективность его использования.

Бейімді басқару жүйесімен жабдықталған, станок түзілімдерінің шағын орын ауыстыратын жетектеріне арналған магнит-стрикциялық материалдарды вакуумда дәнекерлеу технологиясын әзірлеу туралы.

ӨЖ 669.046.511.2. А.З. ИСАҒҰЛОВ, С.Г. КАНУННИКОВА, В.Ю. КУЛИКОВ, О.С. СОГРИНА, В.В. ЯКОВЛЕВ. **Вагранка процесін қарқындату тәсілдері.**

Кокс үйіндісінің өзгеруі және шойынның химиялық құрамын орташалаңдыру тәсілі ұсынылған. Кокстың жаңа үйінді бойынша шығынын есептеу жұмысы жүргізілген.

ӨЖ 621.744.079.001.5. Т.Ж. ЖӨКЕБАЕВА, С.Г. КАНУННИКОВА. **Қорамдағы сұр шойыннан жасалған құймалардың беттік түр өзгертілуі мен қоспалану жағдайларын зерттеу.**

Қорамдағы сұр шойыннан жасалған құймалардың беттік түр өзгертілуі мен қоспалануы шойынның микроқұрылымының өзгеруі есебінен құйманың беттік қабатының сапасын едәуір жақсартуға мүмкіндік береді. Осы құбылыс нәтижесінде механикалық қасиеттері де өзгереді, құймалардың беттік қабаты ерекше қасиеттерді иеленеді. Бұдан басқа, құйылатын қорытпасы бар «активті жабындылардың» өзара әрекеттесу механизмі зерттелген.

ӨЖ 669.168. А.Ф. ЧЕКИМБАЕВ, С.О. БАЙСАНОВ, М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ, А.Б. АХМЕТОВ, Б.А. ӘМІРҒАЛЫНОВ, А.А. ЖАРМЕНОВ. **Ферросиликоалюминий технологиясын әзірлеу және өндірісін меңгеру бойынша теориялық және технологиялық зерттеулер.**

Fe-Si-Al-C-O жүйесін термодинамикалық талдау жүргізілген және оның нәтижелері бойынша элементтердің температураға байланысты тепе-тең күйінің политермиялық диаграммасы салынған. Жүргізілген кинетикалық зерттеулер мен өнеркәсіптік сынаулар процесі термодинамикалық модельдеу нәтижелерін растады және Екібастұз қаласындағы ХМИ технологиясы бойынша шағын завод базасында ферросиликоалюминийдің өнеркәсіптік өндірісін жөнге салуға мүмкіндік берді.

ӨЖ 661.865.66. Б.К. БАЛБЕКОВА. **Жерде сирек кездесетін ауыр байытылатын шикізатты ерітінділеудің қышқылдық процесіне қоспалардың әсер етуін зерттеу.**

Жерде сирек кездесетін ауыр байытылатын шикізатты қышқылдық ерітінділеу процесіне органикалық және органикалық емес қоспалардың әсер етуі қарастырылған.

ӨЖ 691.3. И.У. ТОГАЙБАЕВ. **Бетэлді электр қыздырғыштардың ұзақ мерзімділігін арттырудың алғы шарттары.**

Сығылған күйінде тұтқыр электродпен сығымдалған электродтарды алдын-ала төсеу арқылы төмен температуралы бетэлді қыздырғыштар өндірісінің технологиясы қарастырылған. Кейінгі еңбектен өтеу оның пайдаланылу тиімділігін арттырады.

of Small Movements of Machine-Tool Units.

It is said of developing the technology of welding in vacuum of magnetostrictive materials of machine-tool units equipped with an adaptive control system.

UDC 669.046.511.2. A.Z. ISAGULOV, S.G.

KANUNNIKOVA, V.Yu. KULIKOV, O.S.

SOGRINA, V.V. YAKOVLEV. **Ways of**

Intensifying Cupola Process.

The change of coke charging and the way of averaging the chemical composition of pig iron have been suggested. The coke rate calculation has been done on a new charging.

UDC 621.744.079.001.5. T.Zh.ZHUKEBAYEVA, S.G.KANUNNIKOVA. **Investigating**

Conditions of Surface Inoculation and Alloying of Grey Cast Iron Castings in Mould.

Surface inoculation and alloying of grey cast iron castings in a mould allow to improve greatly the quality of the surface layer of a casting at the expense of changing the cast iron microstructure. As a result of this phenomenon the mechanical properties are changed as well, the surface layer of castings acquires specific properties. In addition the mechanism of interacting «active coatings» and an alloy cast has been studied.

UDC 669.168. A.F. CHEKIMBAYEV, S.O.

BAYSANOV, M.Zh. TOLIMBEKOV, A.B.

AKHMETOV, B.A. AMURGALINOV, A.A.

ZHARMENOV. **Theoretical and**

Technological Investigations of Developing

Technology and Mastering Production of

Ferroaluminium Silicon.

A thermodynamic analysis of the Fe-Si-Al-C-O system has been carried out, and according to its results a poly-thermal diagram of the equilibrium state of the elements depending on temperature was constructed. The kinetic investigations and the industrial testing carried out confirmed the results of thermodynamic simulation of the process and allowed to organize the commercial production of ferroaluminium silicon on the basis of a mini-plant in Ekibastuz according to the technology of the Chemical-and-Metallurgical Institute.

UDC 661.865.66. B.K. BALBEKOVA.

Investigating Influence of Additions on

Process of Acid Leaching of Rare-Earth

Raw Materials Dressed with Difficulty.

Influencing organic and inorganic additions on the process of acid leaching of rare-earth raw materials dressed with difficulty has been considered.

UDC 691.3. I.U. TOGAYBAYEV. **Premises**

of Increasing Durability of Electrotechnical

Concrete Heater.

The process of producing low-temperature electrotechnical concrete heaters with a preliminary placing of electrodes pressed-in a reduced form with a binding agent has been considered. The subsequent perfection increases the effectiveness of its use.

УДК 622.684.001.25. Р.М. ПОПОВИЧЕНКО, Э.Н. РЫЖКОВ, М.К. ИБАТОВ, Н.Т. САГИНТАЕВ. **Теоретические предпосылки получения кипящего слоя катализатора в системах нейтрализации отработавших газов дизельных двигателей.**

Рассмотрено теоретическое обоснование условий получения кипящего слоя катализатора в системах нейтрализации отработавших газов дизельных двигателей. Приводятся методика и результаты расчетов основных характеристик газового потока.

ӘОЖ 622.684.001.25. Р.М. ПОПОВИЧЕНКО, Э.Н. РЫЖКОВ, М.К. ИБАТОВ, Н.Т. САГИНТАЕВ. **Дизельді қозғалтқыштардың пайдаланылған газдарын бейтараптандыру жүйелеріндегі катализатордың қайнайтын қабатыналу-дың теориялық алғы шарттары.** *Дизельді қозғалтқыштардың пайдаланылған газдарын бейтараптандыру жүйелеріндегі катализатордың қайнайтын қабатын алу шарттарын теориялық негіздеу қарастырылған. Газ ағынының негізгі сипаттамаларын есептеу әдісі емесі мен нәтижелері келтіріледі.*

UDC 622.684.001.25. R.M. POPOVICHENKO, E.N. RIZHKOV, M.K. IBATOV, N.T. SAGINTAYEV. **Theoretical Premises of Obtaining Boiling Layer of Catalyst in Systems of Neutralizing Exhaust Gases of Diesel Engines.**

Theoretical substantiation of the conditions of obtaining a boiling layer of a catalyst in systems of neutralizing exhaust gases of diesel engines has been considered. The methodics and the results of calculating the main gas-flow characteristics are given.

УДК 625.971.3:621.76.947. С.М. БИТТИБАЕВ, Б.Р. КАНГОЖИН. **Плазменная резка рельса.** *Приведены результаты исследования по использованию жидкостей в качестве плазмообразующей среды.*

ӘОЖ 625.971.3:621.76.947. С.М. БИТТИБАЕВ, Б.Р. ҚАНГОЖИН. **Рельсті плазмалық кесу.** *Плазма құрайтын орта ретінде сұйықтықтарды пайдалану бойынша зерттеулер нәтижелері келтірілген.*

UDC 625.971.3:621.76.947. S.M. BITTIBAYEV, B.R. KANGOZHIN. **Rail Plasma Cutting.**

The results of investigations of using liquids as a plasma-forming medium are given.

УДК 622.669. Б. ТУСУПБЕКОВ. **Математическая модель изменения температуры металла для автоматизированного управления конвертерной плавкой.**

Разработана математическая модель изменения температуры металла в кислородном конвертере по ходу плавки, которая может быть использована для автоматизированного управления данным технологическим процессом.

ӘОЖ 622.669. Б. ТУСІПБЕКОВ. **Конвертерлік балқытуды автоматтандырылған түрде бақылау үшін металл температурасы өзгеруінің математикалық моделі.** *Оттегілік конвертерде балқыту барысы бойынша металл температурасының өзгеруінің математикалық моделі әзірленген, ол берілген технологиялық процесті автоматтандырылған түрде басқару үшін пайдаланылуы мүмкін.*

UDC 622.669. B. TUSUPBEKOV. **Mathematical Model of Changing Metal Temperature for Automatized Control of Converter Smelting.**

A mathematical model of changing the metal temperature in an oxygen steel-making converter in the progress of heat has been developed which can be used for an automatized control of the process given.

УДК 681.501. Б.Х. АЙТЧАНОВ. **Структурный синтез частотно-импульсных систем управления с запаздыванием.**

Рассмотрены вопросы структурного синтеза частотно-импульсных алгоритмов управления объектами с запаздыванием и со случайными параметрами. Предложена методика структурного синтеза этого класса алгоритмов, основанная на их описании стохастическими функциональными рядами.

ӘОЖ 681.501. Б.Х. АЙТЖАНОВ. **Кешіретін басқарудың жиілікті-импульстік жүйелерін құрылымдық синтездеу.**

Кешіретін және кездейсоқ параметрлі объектілерді басқарудың жиілікті-импульстік алгоритмдерін құрылымдық синтездеу мәселелері қарастырылған. Стохастикалық функционалды қатарларды сипаттауға негізделген алгоритмдердің осы класын құрылымдық синтездеу әдісі емесі ұсынылған.

UDC 681.501. B.Kh. AYTCHANOV. **Structural Synthesis of Frequency Pulse Control Systems with Lag.**

The problem of structural synthesis of frequency pulse algorithms of controlling objects with lag and random parameters have been considered. The methods of structural synthesis of this class algorithms based on their description by stochastic functional series has been suggested.

УДК 681.51.015. Д.Ж. СЫЗДЫКОВ, Г.И. ХАСЕНОВА. **Функции качества и оптимальная коррекция в управлении многостадийными технологическими процессами.**

Рассмотрено производство бетона и железобетонных изделий как последовательный многостадийный технологический процесс.

ӘОЖ 681.51.015. Д.Ж. СЫЗДЫКОВ, Г.И. ХАСЕНОВА. **Көп сатылы технологиялық процестерді басқарудағы сапа функциялары және оңтайлы түзету.**

Көп қадамды процестің технологиялық қадамдарының сапа функциясы қарастырылады. Қарастырғанда қадамның және процестің шыға берістерінің арасындағы өнімнің сапасының сипаттамаларының шамалары бірталай болады деп есептеледі.

UDC 681.51.015. D.Zh. SIZDIKOV, G.I. KHASENOVA. **Function of Quality and Optimal Correction in Controlling Multi-Stage Processes.**

The production of concrete and reinforced-concrete articles has been considered as a successive multistage process.

УДК 666.97. Д.О. БАЙДЖАНОВ, М.А. РАХИМОВ, А.О. САРСЕМБАЕВА. **К вопросу структурообразования экструзионного бетона.**

Приводятся результаты влияния уплотнения бетонной смеси на прочность и пористость экструзионного бетона.

ӘОЖ 666.97. Д.Ө. БАЙЖАНОВ, М.А. РАҚЫМОВ, А.О. СӘРСЕМБАЕВА. **Экструзиялық бетон құрылымының түзілуі мәселесіне.** *Бетон қоспасы тығыздалуының экструзиялық бетонның беріктігі мен кеуектілігіне әсер ету нәтижелері келтіріледі.*

UDC 666.97. D.O. BAYDZHANOV, M.A. RAKHIMOV, A.O. SARSEMBAYEVA. **To Problem of Structure-Forming Extrusion Concrete.**

The results of influencing the concrete mass compaction on the extrusion concrete strength and porosity are given.

УДК 624.15. Е.С. УТЕНОВ, В.Н. ПОПОВ. **Определение допустимого расстояния между соседними фундаментами при строительстве в условиях существующей застройки.**

Для определения допустимого расстояния между близко возводимыми фундаментами с учетом их взаимовлияния предложена методика расчета, основанная на результатах полевых экспериментов,

ӘОЖ 624.15. Е.С. УТЕНОВ, В.Н. ПОПОВ. **Жүріп жатқан құрылыс жағдайларында салу кезінде көршілес іргетастар арасында мүмкін болатын ара қашықтықты анықтау.**

Жақын тұрғызылатын іргетастар арасындағы мүмкін болатын ара қашықтықты анықтау үшін, олардың өзара әсеретуін есепке алумен, эмпирикалық және теориялық әдістерді қолдану жолымен іске асырылатын, жердегі

UDC 624.15. Ye.S. UTENOV, V.N. POPOV. **Determining Allowed Distance between Neighbouring Foundations in Building in Conditions of Existing**

реализуемая путем применения эмпирических и теоретических методов.

эксперименттер нәтижелеріне негізделген, есептеу әдістемесі ұсынылған.

Development.

Methods of calculation based on the results of field experiments, realized by using empirical and theoretical methods, have been suggested to determine the allowed distance between foundations being closely erected taking into account their interaction.

УДК 691. И.У. ТОГАЙБАЕВ, В.Р. СЕРДЮК. **Расширение спектра электрофизических свойств цементных бетонов.**

Рассматриваются электрофизические и диэлектрические свойства цементных бетонов, приведены результаты сравнительных испытаний радиационно-защитных свойств бетонов.

ӨОЖ 691. И.У. ТОҒАЙБАЕВ, В.Р. СЕРДЮК. **Цементті бетондардың электр-физикалық қасиеттерінің спектрін кеңейту.** Цементті бетондардың электр-физикалық және диэлектрлік қасиеттері қарастырылады, бетон радиациялық-қорғаныстық қасиеттерін салыстырмалы сынау нәтижелері келтірілген.

UDC 691. I.U. TOGAYBAYEV, V.R. SERDYUK. **Widening Spectrum of Electro-Physical Properties of Cement Concrete.**

Electrophysical and dielectric properties of cement concretes are considered, the results of comparative tests of radiation and protection properties of electrotechnical concrete are given.

УДК 622.817.42, 622.822.352. А.К. АКИМБЕКОВ, В.С. ХАРЬКОВСКИЙ, В.М. ПЛОТНИКОВ, А.С. ВЕДЯШКИН, Ю.А. МАХОВА, С.В. ХАРЬКОВСКИЙ. **Особенности затопления отработанного массива угольных шахт.**

Рассмотрены условия увлажнения отработанного массива. Установлен каскадный способ затопления и определены условия гидроизоляции.

ӨОЖ 622.817.42, 622.822.352. Ә.Қ. ӘКІМБЕКОВ, В.С. ХАРЬКОВСКИЙ, В.М. ПЛОТНИКОВ, А.С. ВЕДЯШКИН, Ю.А. МАХОВА, С.В. ХАРЬКОВСКИЙ. **Көмір шахталарының пайдаланылған массивін су басу ерекшеліктері.** Пайдаланылған массивтің ылғалдану жағдайлары қарастырылған. Су басудың каскадтық тәсілі және судан оқшаулау шарттары анықталған.

UDC 622.817.42, 622.822.352. A.K. AKIMBEKOV, V.S. KHARKOVSKY, V.M. PLOTNIKOV, A.S. VEDYASHKIN, Yu.A. MAKHOVA, S.V. KHARKOVSKY. **Special Features of Flooding Worked-Out Mass of Coal Mines.**

Conditions of humidifying the worked-out mass have been considered. The cascade way of flooding has been set up, and the conditions of water proofing have been determined.

УДК 331.463:622(574). Г.С. САТТАРОВА. **Статистический анализ травматизма на шахтах Карагандинского угольного бассейна.**

Рассмотрены основные виды и причины травматизма на предприятиях горной промышленности, а также влияние на уровень травматизма возрастного фактора, стажа работы по профессии, дня недели, времени года.

ӨОЖ 331.463:622(574). Г.С. САТТАРОВА. **Қарағанды көмір бассейні шахталарында жарақаттануды статистикалық талдау.** Тау-кен өнеркәсібінің кәсіпорындарында жарақаттанудың негізгі түрлері мен себептері, сондай-ақ жарақаттану деңгейіне жас ерекшелігінің, мамандығы бойынша жұмыс өтілінің, апта күнінің, жыл мезгілінің әсер етуі қарастырылған.

UDC 331.463:622(574). G.S. SATTAROVA. **Statistical Analysis of Injuring in Mines of Karaganda Coal Field.**

The main types and causes of injuring at the mining industry enterprises have been considered as well as the influence of work in a profession, the day of the week, the season on the level of injuring.

УДК 628.33.66.067. Б.Т. КОЖАХМЕТОВ. **Исследование очистки сточных вод от нефтепродуктов и математическая обработка полученных результатов.**

Проведены исследования по очистке воды от керосина при его концентрации от 0,3 до 1,5 г/л с помощью хлорида железа при его расходе от 50 до 250 мг/л. Наибольшая степень очистки достигается при расходе хлорида железа 200 мг/л.

ӨОЖ 628.33.66.067. Б.Т. ҚОЖАХМЕТОВ. **Ағынды сулардың мұнай өнімдерінен тазартылуын зерттеу және алынған нәтижелерді математикалық өңдеу.** Темір хлоридінің 50-ден 250 мг/л дейін мөлшері жұмсалғанда оның көмегімен керосиннің 0,3-тен 1,5 г/л дейін мөлшері шоғырланған кезде суды керосиннен тазарту бойынша зерттеулер жүргізілген. Тазартудың аса үлкен дәрежесіне 200 мг/л темір хлоридін жұмсау кезінде қол жеткізіледі.

UDC 628.33.66.067. B.T. KOZHAKHMETOV. **Investigating Sewage Treatment from Petroleum Products and Mathematical Processing of Results Obtained.**

Investigations of sewage treatment from kerosene at its concentration from 0.3 to 1.5 gram per litre by means of iron chloride at its consumption from 50 to 250 mg per litre have been carried out. The highest degree of purification is obtained at the consumption of 200 mg per litre of iron chloride.

УДК 628.33.66.067:622.7. Б.Т. КОЖАХМЕТОВ. **Способ очистки сточных вод от нефтепродуктов.**

Проведены исследования по очистке сточных вод, загрязненных керосином. В качестве адсорбента испытывали отвалную золу котельной угольной фабрики.

ӨОЖ 628.33.66.067:622.7. Б.Т. ҚОЖАХМЕТОВ. **Ағынды суларды мұнай өнімдерінен тазарту тәсілі.**

Керосинмен ластанған ағынды суларды тазарту бойынша зерттеулер жүргізілген. Адсорбент ретінде қазандық көмір фабрикасының үйінді күлі сыналды.

UDC 628.33.66.067:622.7. B.T. KOZHAKHMETOV. **Ways of Sewage Treatment from Petroleum Products.**

Investigations of sewage treatment from kerosene have been carried out. The wasted ash of a coal-plant boiler-house was tested as an adsorbent.

УДК 539.382.4. М.Р. НУРГУЖИН, Г.Т. ДАНОНОВА. **Расчетные формулы для оценки параметров механики разрушения.**

Показано применение параметров механики разрушения для анализа прочности сварных конструкций. С позиций регрессионного и корреляционного анализов на основе планирования машинных экспериментов получены выражения для коэффициента интенсивности напряжений и J-интеграла в типовых сварных соединениях в зависимости от геометрии трещин, внешней нагрузки и параметров материала.

ӨОЖ 539.382.4. М.Р. НҰРҒУЖИН, Г.Т. ДӘНЕНОВА. **Қирау механикасының параметрлерін бағалауға арналған есептік формулалар.** Дәнекер конструкциялардың беріктігін талдау үшін қирау механикасының параметрлерінің қолданылуы көрсетілген. Машиналық эксперименттерді жоспарлау негізінде регрессиялық және корреляциялық талдау бағытынан алғанда, жарықшақтар геометриясына, сыртқы жүктемеге және материалдар параметрлеріне байланысты типтік дәнекер қосылыстардағы кернеулер қарқындылығының коэффициентіне және J-интегралға арналған өрнектер алынған.

UDC 539.382.4. M.R. NURGUZHIN, G.T. DANENOVA. **Calculation Formulae to Evaluate Parameters of Mechanics of Failure.**

Applying parameters of mechanics of failure to analyze the strength of welded constructions has been shown. In terms of regression and correlation analyses on the basis of planning machine experiments the expressions have been obtained for a coefficient of stress intensity and J-integral in standard welded joints depending on the crack geometry, the external load and the material parameters.

УДК 534.1. Л.Х. ИМАНБАЕВА. **Новый способ**

ӨОЖ 534.1. Л.Х. ИМАНБАЕВА. **Айнымалы**

UDC 534.1. L.Kh. IMANBAYEVA. **New**

исследования вращательных движений тела переменной состава.

Получены дифференциальные уравнения движения тела переменной состава в переменных Андуйе. Рассмотрено вращательное движение тела переменной состава вокруг центра масс.

құрамды дененің айналмалы қозғалыстарын зерттеудің жаңа тәсілі.

Айнымалы құрамды дене қозғалысының дифференциал теңдеулері Андуйе айнымалыларымен алынған. Массалар центрінің төңірегіндегі айнымалы құрамды дененің айнымалы қозғалысы қарастырылған.

УДК 519.7+539.3. Н.Т. ЖАДРАСИНОВ. Векторная форма теоремы Бетти и дискретизация граничных интегралов методом криволинейных сеток.

Подынтегральные выражения напряжений и деформаций в векторном состоянии выражаются через фундаментальные сингулярные решения соответствующих задач механики деформируемого твердого тела.

ӨЖ 519.7+539.3. Н.Т. ЖАДРАСЫНОВ. Бетти теоремасының векторлық түрі және қисық сызықты торлар әдісімен шекаралық интегралдарды дискреттеу.

Кернеулер мен деформациялардың интеграл ішіндегі өрнектері вектор күйінде бұзылатын қатты дене механикасының сәйкес есептерінің фундаментальды сингулярлық шешімдері арқылы өрнектеледі.

УДК 621.311.016.628.12004.3. Т.А. САДЫКБЕК, Б.Т. ТАНАГУЗОВ. Методика расчета уравнений неустойчившегося движения жидкости в напорных системах трубопровода.

Предложена математическая модель расчета переходных процессов в напорных системах трубопровода при аномальных режимах систем электроснабжения. Методика расчета позволяет более детально рассчитывать электромеханические переходные процессы, возникающие при отключении электропитания, свободного выбега, самозапуске электроприводов насосных агрегатов.

ӨЖ 621.311.016.628.12004.3. Т.А. САДЫКБЕК, Б.Т. ТАНАГӨЗОВ. Құбырдың арынды жүйелеріндегі сұйықтықтың қалыптаспаған қозғалысының теңдеулерін есептеу әдістемесі.

Электрмен жабдықтау жүйелерінің бейнормал режимдер кезінде құбырдың арынды жүйелеріндегі өтпелі процестерді есептеудің математикалық моделі ұсынылған. Есептеу әдістемесі электрмен қоректендіру, еркін жүгіріс ажыратылғанда, сорғы агрегаттарының электр жетектері өздігінен іске қосылған кезде пайда болатын, электр механикалық өтпелі процестерді аса көп талдап есептеуге мүмкіндік береді.

УДК 535.37. К.Р. КУРБАНОВ, В.М. ЮРОВ, Т.А. КУКЕТАЕВ, Ю.С. СИДОРЕНЯ. Экситоны и экситонные процессы в слоистых кристаллах.

Измерены комптоновские профили рассеяния рентгеновских лучей в слоистых кристаллах оксогологенидов висмута и сурьмы. Исследованы и определены параметры экситон-фононного взаимодействия.

ӨЖ 535.37. К.Р. ҚҰРБАНОВ, В.М. ЮРОВ, Т.А. КӨКЕТАЕВ, Ю.С. СИДОРЕНЯ. Экситондар және қабатты кристалдардағы экситондық процестер.

Висмут пен сурьма оксогологенидтерінің қабатты кристалдарында рентген сәулелері сейілуінің комптондық бейімдері өлшенген. Экситон-фонондық өзара әрекеттесу параметрлері зерттелген және анықталған.

УДК 517.51. Б.Ш. АЛИМОВА, Т.У. АУБАКИРОВ. О множествах единственности для рядов по обобщенной системе Фабера-Шаудера. Приводится необходимое и достаточное условие, для того чтобы заданное множество было множеством единственности для произвольного ряда по обобщенной системе Фабера-Шаудера. Для рядов со сходящимися к нулю коэффициентами доказано, что счетное множество является множеством единственности.**ӨЖ 517.51. Б.Ш. ӘЛИМОВА, Т.У. ӘУБӘКІРОВ. Фабер-Шаудердің жалпыланған жүйесі бойынша туынды қатарға арналған жалғыздық жиындары туралы. Берілген жиын Фабер-Шаудердің жалпыланған жүйесі бойынша туынды қатарға арналған жалғыздық жиыны болуы үшін қажетті және жеткілікті шарт келтіріледі. Нөлге жинақталатын коэффициенттері бар қатарлар үшін, саналымды жиынның жалғыздық жиыны болып табылатыны дәлелденген.****УДК 621.744.5. С.Б. КУЗЕМБАЕВ, С.С. АХМЕТОВА. Моделирование импульсного уплотнения форм.**

Приведена математическая модель процесса пневмоимпульсного уплотнения литейных форм, решаемая методом крупных частиц. Дается график распределения давления порового воздуха.

ӨЖ 621.744.5. С.Б. КУЗЕМБАЕВ, С.С. АХМЕТОВА. Қорамалардың импульстық тығыздалуын модельдеу.

Қорамалардың пневмоимпульстық тығыздалу процесінің ірі түйірлер әдісімен шешілетін математикалық моделі келтірілген. Кеуекті ауа қысымының таралу графигі берілген.

УДК 330.322.2.003.13. Б.А. АХМЕТЖАНОВ, А.Ф. НАДЫРОВ. Экономическая оценка эффективности инвестиций в условиях рынка.

Освещены современные подходы по оценке экономической эффективности инвестиционных проектов в теоретическом и практическом аспектах.

ӨЖ 330.322.2.003.13. Б.А. АХМЕТЖАНОВ, А.Ф. НАДЫРОВ. Нарық жағдайларындағы инвестициялардың тиімділігін экономикалық бағалау.

Инвестициялық жобалардың экономикалық тиімділігін теориялық және практикалық аспектілерде бағалау бойынша қазіргі ыңғайлар баяндалған.

Way of Investigating Rotary Motions of Body of Varied Composition.

Differential equations of moving a body of a varied composition in Anduaye's variables have been obtained. The rotary motion of a body having a varied composition round the centre of mass has been considered.

UDC 519.7+539.3. N.T. ZHADRASINOV. Vector Form of Betty's Theorem and Digitization of Boundary Integrals by Means of Curved-Nets Method.

Expressions under the integral sign of stresses and strains in the vector state are expressed in fundamental singular solutions of corresponding tasks of mechanics of a strained solid body.

UDC 621.311.016.628.12004.3. T.A. SADYKBEK, B.T. TANAGUSOV. Methods of Calculating Equations of Unsteady Liquids Motion in Pipeline Pressure Systems.

A mathematical model of calculating transient processes in pipeline pressure systems at abnormal operations of power-supply systems has been suggested. The methods of calculation allows to calculate in details electromechanical transient processes occurring at turning off the power supply, a free drift, a self-starting of electric drives of pump units.

UDC 535.37. K.R. KURBANOV, V.M. YUROV, T.A. KUKETAYEV, Yu.S. SIDORENYA. Excitons and Exciton Processes in Stratified Crystals.

Compton's profiles of scattering X-rays in stratified crystals of oxohalogenides of bismuth and antimony have been measured. The parameters of exciton-phonon interaction have been investigated and determined.

UDC 517.51. B.Sh. ALIMOVA, T.U. AUBAKIROV. About Set of Uniqueness for Series on Generalized System of Faber-Shauder.

The necessary and sufficient condition is given for the designed set to be a set of uniqueness for an optional series on the generalized system of Faber-Shauder. For series with coefficients converging to zero it has been proved that a countable set is a set of uniqueness.

UDC 621.744.5. S.B. KUZEMBAYEV, S.S. AKHMETOVA. Simulating Impulse Compaction of Moulds.

A mathematical model of the process of pneumatic impulse compaction of moulds has been given which is solved by the method of large particles. The plot of distributing the steam pressure is given.

UDC 330.322.2.003.13. B.A. AKHMETZHANOV, A.F. NADYROV. Economic Estimation of Investment Effectiveness in Market Conditions.

Up-to-date approaches to estimate the economic effectiveness of investment projects in theoretical and practical aspects have been interpreted.

УДК 328.45:621(574). Г.М. АУБАКИРОВА. **Особенности создания добавленной стоимости предприятиями Карагандинской области.**
Показаны особенности создания промышленными предприятиями Карагандинской области добавленной стоимости.

УДК 338.4:622.32. Д.Р. СИХИМБАЕВА. **Экономический механизм охраны окружающей среды на современном этапе.**
Рассмотрены поиск путей и практическое осуществление мероприятий по снижению выбросов в окружающую среду загрязняющих веществ, систематизация работ по их учету, утилизации и обезвреживанию.

УДК 331.5. А.А. АЛИМБАЕВ, Л.И. ТОГАЙБАЕВА. **Социальные проблемы занятости в условиях трансформации экономики Республики Казахстан.**
Показаны состояние демографической ситуации в странах СНГ, динамика занятости населения в РК. Предложены меры по решению проблем занятости населения.

ӘОЖ 328.45:621(574). Г.М. ӘУБӘКІРОВА. **Қарағанды облысының өнеркәсіптік кәсіпорындарының қосымша құнды жасау ерекшеліктері.**
Қарағанды облысының өнеркәсіптік кәсіпорындарының қосымша құнды жасау ерекшеліктері көрсетілген.

ӘОЖ 338.4:622.32. Д.Р. СИҚЫМБАЕВА. **Қоршаған ортаны қорғаудың қазіргі кезеңдегі экономикалық механизмі.**
Қоршаған ортаға ластаушы заттардың лақтырыстарын төмендету бойынша шаралардың жолын іздеу және практикада іске асырылуы, оларды есепке алу, пайдаға асыру және зиянсыз ету бойынша жұмыстардың жүйелендірілуі қарастырылған.

ӘОЖ 331.5. А.А. ӘЛІМБАЕВ, Л.И. ТОҒАЙБАЕВА. **Қазақстан Республикасының экономикасын түрлендіру жағдайларындағы жұмыс бастылықтың әлеуметтік проблемалары.**
ТМД елдеріндегі демографиялық жағдайдың қазіргі қалпы, Қазақстан Республикасындағы тұрғындардың жұмыс бастылығының динамикасы көрсетілген. Тұрғындардың жұмыс бастылығы проблемаларын шешу бойынша шаралар ұсынылған.

UDC 328.45:621(574). G.M. AUBAKIROVA. **Peculiarities of Creating Added-Cost by Industrial Enterprises of Karaganda Region.**

The peculiarities of creating the added-cost by industrial enterprises of the Karaganda region have been shown.

UDC 338.4:622.32. D.R. SYKHYMBAYEVA. **Economic Mechanism of Environmental Protection at Modern Stage.**

The search for ways and practical realization of measures to decrease effluents of contaminants into the environment, the classification of works on their account, utilization and rendering harmless have been considered.

UDC 331.5. A.A. ALIMBAYEV, L.I. TOGAYBAYEVA. **Social Problems of Employment in Conditions of Republic of Kazakhstan.**

The state of the demographic situation in the CIS-countries, the dynamics of employing the population of the Republic of Kazakhstan have been shown. The measures on solving the problems of employing the population have been suggested.

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА
2003. №4. 100 с.

№ 1351-ж тіркеу куәлігін 2000 жылдың 4 шілдесінде Қазақстан Республикасының Мәдениет, ақпарат және қоғамдық келісім министрлігі берген

Регистрационное свидетельство № 1351-ж от 04.07.2000 года выдано Министерством культуры, информации и общественного согласия Республики Казахстан

Бас редактор — Главный редактор

Г.Г. Пивень

Жауапты редактор — Ответственный редактор

А.З. Исагулов

Әдеби редакторлар — Литературные редакторы

Т.В. Рустемова, Р.С. Исакова, Б.А. Асылбекова

Аудармашылар — Переводчики

А.С. Қордабаева, Л.В. Евдокимова

Компьютерлік ажарлау және беттеу — Компьютерный дизайн и верстка

М.М. Утебаев

Басуға қол қойылды	20.12.2003	Подписано к печати
Пішімі	60×84/8	Формат
Көлемі, б.т.	15,5	Объем, п.л.
Таралымы	500	Тираж
Тапсырыс	2820	Заказ
Индексі	75857	Индекс
Келісімді баға		Цена договорная

Редакцияның мекен-жайы — Адрес редакции

470075, г. Караганда, бульвар Мира, 56. Издательство КарГТУ, тел. 56-20-62