

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ
ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА

* 2 (31)
2008

2000 жылдан бастап шығарылады
Мерзімділігі жылына 4 рет

Издается с 2000 года
Периодичность 4 раза в год

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

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

МЕНШІК ИЕСІ

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

СОБСТВЕННИК

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

Главный редактор

А.М. Газалиев

ректор, академик НАН РК, д-р хим. наук, профессор

Редакционный совет

- Газалиев А.М.** ректор, академик НАН РК, д-р хим. наук, проф. (председатель)
- Низаметдинов Ф.К.** проректор по научной работе и международным связям, д-р техн. наук, проф. (зам. председателя)
- Акимбеков А.К.** профессор кафедры рудничной аэрологии и охраны труда, д-р техн. наук
- Ахметжанов Б.А.** зав. кафедрой экономики предприятия, академик МЭАЕ, д-р экон. наук, проф.
- Байджанов Д.О.** декан инженерно-строительного факультета, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.
- Бакиров Ж.Б.** зав. кафедрой механики, д-р техн. наук, проф.
- Брейдо И.В.** зав. кафедрой автоматизации производственных процессов, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.
- Ермолов П.В.** зав. лабораторией ИПКОН, академик НАН РК, д-р геол.-минер. наук, проф.
- Жумасултанов А.Ж.** профессор кафедры социально-гуманитарных дисциплин, д-р ист. наук
- Исагулов А.З.** первый проректор, академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф.
- Климов Ю.И.** зав. кафедрой горных машин и оборудования, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.
- Колесникова Л.И.** зав. кафедрой экономической теории, канд. экон. наук, доц.
- Малыбаев С.К.** зав. кафедрой промышленного транспорта, д-р техн. наук, проф.
- Нургужин М.Р.** зам. председателя правления АО «Национальный научно-технологический холдинг «Самгау»», академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф.
- Пак Ю.Н.** проректор по учебно-методической работе, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф. (ответственный за выпуск)
- Пивень Г.Г.** почетный ректор, академик МАН ВШ, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф.
- Портнов В.С.** проректор по учебной работе, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.
- Смирнов Ю.М.** зав. кафедрой физики, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.
- Тутанов С.К.** зав. кафедрой высшей математики, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.
- Фешин Б.Н.** декан электромеханического факультета, академик МАИН, д-р техн. наук, проф. (ответственный секретарь)
- Хамимолда Б.Ж.** профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, чл.-кор. АМР РК, д-р техн. наук
- Швоев В.Ф.** зав. кафедрой технологии машиностроения, канд. техн. наук, доц.
- Яворский В.В.** директор Центра электронных технологий обучения, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗДЕЛ 1. ВЫСШАЯ ШКОЛА	5
КОЖАХМЕТОВА А.К., ПРАВДИН О.Ю. Изложение теории удара в курсе теоретической механики в рамках кредитной системы обучения	5
ЛЕОНОВ В.В. Проблемы автоматизации процедуры составления расписания.....	8
РАЗДЕЛ 2. МАШИНОСТРОЕНИЕ. МЕТАЛЛУРГИЯ	11
МИТУСОВ А.А., РЕШЕТНИКОВА О.С. Компьютерная программа определения выходных характеристик ударного гидроцилиндра.....	11
ЯЩЕНКО В.А., ЯЩЕНКО Ю.В., ЯЩЕНКО В.З. Обработка длинных горячекатаных труб гидравлической протяжкой.....	13
ДОСПАЕВ М.М. Электролитическое получение порошка меди восстановлением оксида меди.....	15
ФИГУРИНЕНЕ И.В. Электросинтез сульфида двухвалентной меди в сернокислых растворах.....	18
МАКАРОВ В.П., КУРБАНОВ К.Р. Азотирование тонкодисперсных порошков и методика определения удельной поверхности кремния.....	21
ТЮРИН А.Н. Напряжения в мостиках связки абразивного инструмента.....	23
МЕНДЕБАЕВ Т.М., НИКОНОВА Т.Ю. Взаимосвязь качественных характеристик поверхностного слоя отверстий с условиями их дорнования.....	25
ШЕРОВ К.Т. Выбор оптимальной схемы расположения предельных отклонений размеров функционально связанных плоскостей прилегания.....	27
ДЮСЕМБАЕВА С.Е., АШИХМИНА Т.П., АБДЫГАЛИМОВА С.Ш., СУЛЕЙМЕНОВА А.С., ДЮСЕМБАЕВА Л.Ф. Перспектива внедрения ионообменных процессов. Анионообменная экстракция. Сообщение II	30
КЛИКУШИН Ю.Н., СОРОКИН В.В. Методика и алгоритм автоматической классификации сигналов диагностики режущего инструмента	32
ЖАКАТАЕВ Т.А. Расчет направления химических процессов в расплаве жидкого металла на основе молекулярно-кинетической и статистической теории.....	34
ИСАГУЛОВ А.З., АХМЕТОВА С.С. Математическая модель деформирования плотного слоя сыпучего материала.....	36
РАЗДЕЛ 3. ГЕОТЕХНОЛОГИИ. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ	40
ДОЛГОНОСОВ В.Н., НИЗАМЕТДИНОВ Н.Ф., СТАРОСТИНА О.В. Применение гипотезы о гидростатическом напряженном состоянии к оценке устойчивости нагруженных глинистых откосов.....	40
ВАРЕХА Ж.П., ДЕМИН В.Ф., САРАНЧУКОВ А.В., ДЕМИН В.В. Исследование физико-механических процессов в массиве вмещающих пород при проведении горных выработок	43
СИДОРЕНКО И.С. К вопросу о платиноносности руд месторождения Камкор.....	46
ИСКАКОВ К.З. Метод расчета критерия эндогенной пожароопасности технологической схемы выемочного участка угольной шахты.....	48
ЖАНБАТЫРОВ А.А. Техногенно-минеральные образования и пути их использования	51
БЕРКАЛИЕВ Б.Т., АУКЕШЕВ Г.А. Надежность технологических схем выпуска и доставки руды	53
ЦАЙ Б.Н., НИЗАМЕТДИНОВ Р.Ф. Совершенствование способов расчета устойчивости карьерных откосов с учетом наличия трещин.....	54
ЖЫЛҚЫБАЕВ Д.Ж. Этажды және қоймалы кен қазу жүйелеріне геотехнология әдісін пайдалану шарттары (жағдайлары).....	58
РАЗДЕЛ 4. ТРАНСПОРТ. СТРОИТЕЛЬСТВО. ЭКОНОМИКА	60
АКАШЕВ З.Т., ГАЛИН И.А. К определению уровня действия силы сопротивления движению конвейерной ленты.....	60
ТКАЧ Е.В. Исследование морозостойкости бетонов с гидрофобизирующими комплексными модификаторами.....	63
АЙНАБЕКОВ А.И., СУЛЕЙМЕНОВ Ұ.С., ЕШІМБЕТОВ Ш.Т., АБШЕНОВ Х.А. Резервуар қабырғасына люк және құбырларды ендіру түйінін нығайту элементтерін есептеудің инженерлік әдісі	65
САГИНТАЕВА Ж.Н. Пуассоновские смеси в моделях кредитного скоринга.....	67

СУДАРИКОВ А.Е. Нейросети — теория сложных систем в экономике	69
РАЗДЕЛ 5. АВТОМАТИКА. УПРАВЛЕНИЕ. ЭНЕРГЕТИКА	72
КАРАСЕВ Н.И., ТОМИЛОВА Н.И. Методы декомпозиции гидравлических цепей теплоснабжающих систем	72
КОШЕКОВА Б.В., ЯРОВАЯ Е.А. Идентификационный компаратор для установления степени эквивалентности сравниваемых сигналов	75
ЗАРТЕНОВА Л.Г., ОРЕШКИНА В.Б. Анализ работоспособности как часть процесса разработки программного обеспечения	77
КУСАИНОВ А.К. Международная практика и внедрение системы технического регулирования в Республике Казахстан	79
РЕЗЮМЕ	82
Правила оформления и представления статей	87

УДК 531.1

А.К. КОЖАХМЕТОВА
О.Ю. ПРАВДИН

Изложение теории удара в курсе теоретической механики в рамках кредитной системы обучения

Явление удара — один из трудных и часто встречаемый в технике вопрос. Движение механизмов и машин, взаимодействие их отдельных звеньев сопровождается возникновением за малый промежуток времени значительных по величине сил, и, как следствие, изменением скорости тел. Такие режимы движения принято называть ударными. Вероятность их возникновения должна быть учтена при проектировании механизмов и машин. Решая инженерные задачи, необходимо знать способы снижения ударных нагрузок там, где они вредны, и уметь использовать, создавать их там, где это требуется. Необходимо изучение свойств удара применительно к практическим задачам. Они отличаются разнообразием по характеру, целям и методам решения. Само выражение «решение задачи об ударе» неоднозначно и наполняется конкретным содержанием в зависимости от постановки вопроса и избранного способа моделирования удара.

Специалист по защитным сооружениям обычно подразумевает под ударом действие быстро изменяющейся заданной во времени нагрузки (давление взрывной волны), т.е. считает ударные силы заранее известными. В то же время конструктор в области приборостроения, заботясь об ударостойкости изделия, думает о предстоящих испытаниях на ударном стенде, и привык понимать удар как характеризующее большими ускорениями заданное движение корпуса прибора вместе с платформой

стенда. Речь идет о движении неавтономных систем. Наиболее сложные задачи — автономные по своей природе — возникают перед инженером-машиностроителем, когда он имеет дело с явлениями, развивающимися при соударениях узлов и деталей машин; здесь заранее неизвестны ни возникающие силы, ни соответствующие им кинематические эффекты. Тот же характер носят задачи ударной или виброударной технологии —ковки, забивки свай и т.д.

В курсе теоретической механики рассматриваются основные идеи, понятия и методы изучения явления удара. Поэтому при составлении программы для обеспечения специальной подготовки будущих инженеров, необходимо изложение отдельных вопросов курса теоретической механики, обеспечивающих целостность материала, с одной стороны, и учет специфики применения этих знаний и навыков в будущем, с другой.

В предлагаемой к изданию научно-методической статье в той или иной мере отражаются научные интересы, педагогические воззрения авторов на преподавание удара с применением общих теорем динамики, что способствует более глубокому пониманию этого явления.

К общим теоремам динамики, как известно, относятся теоремы об изменении количества движения (теорема импульсов), об изменении момента количества движения (кинетического

момента) и об изменении кинетической энергии. В связи с этим явление удара предлагается рассмотреть в следующей последовательности: 1) Применение теоремы импульсов в теории удара. Коэффициент восстановления. Удар шара о неподвижную поверхность; 2) Влияние внешних ударов на кинетический момент системы; 3) Потеря кинетической энергии при неупругом ударе. Теорема Карно.

1. *Применение теоремы импульсов в теории удара. Коэффициент восстановления. Удар шара о неподвижную поверхность.* Пусть, например, материальная точка при своем движении встречает преграду в виде неподвижной стенки. Ударившись об нее со скоростью \bar{v}_1 в момент времени t_1 , точка через небольшой промежуток времени τ отразится с другой скоростью \bar{v}_2 , причем изменение скорости представляется вектором $\Delta\bar{v}$ конечной величины, хотя продолжительность удара τ была мала.

Применим теорему об изменении количества движения к точке, испытывающей удар, причем за интервал времени $(t, t + \tau)$, в течение которого вычисляется импульс, примем продолжительность удара τ . Тогда будем иметь

$$\Delta\bar{Q} = \bar{S} = \int_t^{t+\tau} \bar{F} \cdot dt,$$

где $\Delta\bar{Q} = \bar{Q}_2 - \bar{Q}_1$ — векторное приращение количества движения;

\bar{Q}_2, \bar{Q}_1 — количества движения после и до удара соответственно;

$\bar{S} = \int_t^{t+\tau} \bar{F} \cdot dt$ — импульс силы за конечный

промежуток времени.

Пусть механическая система материальных точек в момент времени t подвергается совокупности внешних ударов. Применяя к ней теорему, приходим к следующей формулировке теоремы об изменении количества системы за время удара: изменение количества движения \bar{Q} механической системы за время удара равно главному вектору внешних ударных сил, действующих на точки системы.

Скорости точек системы в результате соударения претерпевают конечные изменения и остаются конечными по величине; следовательно, за бесконечно малое время удара точки системы могут получить лишь бесконечно малые перемещения. Таким образом, при использовании принятой схемы явления удара можно считать, что точки системы остаются неподвижными, а скорости их претерпевают скачкообразные, конечные по величине изменения. При рассмотрении движения системы материальных точек, в некоторые моменты времени подвергающейся ударам, мы каждый раз, зная координаты точек системы в момент удара и определив проекции скоростей после удара, принимаем эти координаты и скорости за новые начальные условия и можем изучать последующее непрерывное движение до следующего удара и т.д.

Изменение скорости тел при ударе зависит и от упругих свойств соударяющихся тел. Эти свойства при ударе характеризуются величиной, называемой коэффициентом восстановления.

Приведенные в учебниках значения k для некоторых материалов, как и сама гипотеза Ньютона, представляют собой весьма грубое приближение к действительным закономерностям соударения реальных тел. Значения коэффициентов восстановления существенно зависят от относительной скорости соударения тел. При малых скоростях эти значения независимы от материалов тел близки к единице.

В качестве предельных случаев рассматривают случай абсолютно упругого удара ($k = 1$), при котором $u = v$ и кинетическая энергия тела после удара полностью восстанавливается, и случай абсолютно неупругого удара ($k = 0$), при котором $u = 0$, процесс удара заканчивается на первой стадии и вся кинетическая энергия расходуется на деформацию и нагревание соударяющихся тел.

Рассмотрим удар шара массой m о неподвижную массивную плиту. Действующей на шар ударной силой будет реакция плиты. Удар тела называется центральным, если нормаль к поверхности тела в точке его касания с плитой проходит через центр масс тела. Ясно, что для тела в виде шара все удары будут центральными. Если скорость \bar{v} центра масс тела в начале направлена по нормали к плите, то удар будет *прямым*, если скорость \bar{v} образует с нормалью некоторый угол — удар называют *косым*.

При прямом ударе $\alpha = 0$, $v_n = -v$, $u_n = u$ и $k = u/v$. В то же время $v = \sqrt{2gh_1}$, $u = \sqrt{2gh_2}$ (рисунок 1). Подставив выражения v и u в формулу для k , получим:

$k = \sqrt{\frac{h_2}{h_1}}$. Измерив высоты падения h_1 и отскока h_2 ,

можно рассчитать значение коэффициента восстановления. При косом ударе $\alpha \neq 0$ (рисунок 2) и

$$k = -\frac{u_n}{v_n} = -\frac{v_\tau u_n}{v_n u_\tau} = \frac{tg\alpha}{tg\beta}.$$

Следовательно, при косом ударе отношение тангенса угла падения к тангенсу угла отражения равно коэффициенту восстановления. Так как реальные материалы не идеально упругие, то коэффициент восстановления $k < 1$. Отсюда следует, что $tg\beta > tg\alpha$ и $\beta > \alpha$, т.е. угол отражения всегда больше угла падения.

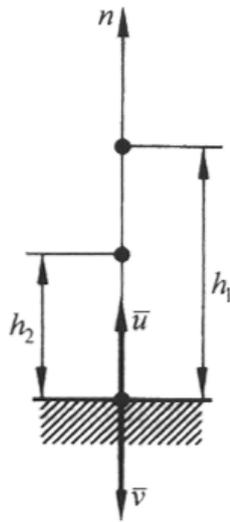


Рисунок 1

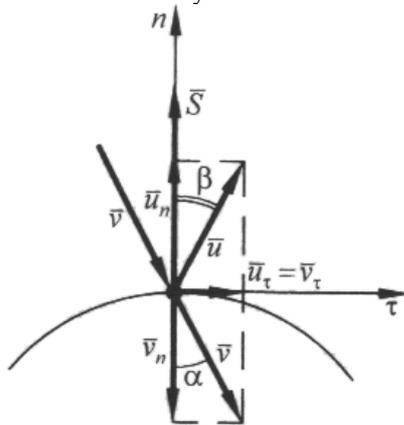


Рисунок 2

2. Влияние внешних ударов на кинетический момент системы. Теорема моментов для случая удара принимает вид, несколько отличный от обычного. Объясняется это тем, что за время удара пренебрегают действием неударных сил и перемещениями точек тела. Обозначив через \bar{K}_2 и \bar{K}_1 главные моменты количеств движения системы относительно центра O в конце и в начале удара, а импульс внешних ударных сил, действующих на k -ю точку системы, — через \bar{S}_k^e , получим такую запись теоремы моментов:

$$\bar{K}_2 - \bar{K}_1 = \sum_k \bar{m}_O(\bar{S}_k^e),$$

т.е. изменение за время удара главного момента количеств движения системы относительно какого-нибудь центра равно сумме моментов ударных импульсов внешних сил.

Рассмотрим вращающееся твердое тело относительно оси z (рисунок 3). В момент времени, когда тело вращалось с угловой скоростью ω_1 , на него подействовали ударные внешние силы, импульс которых равен \bar{S} . Определим изменение угловой скорости тела под действием этих сил. В проекциях на ось вращения тела запись теоремы моментов будет следующей:

$$K_{2z} - K_{1z} = \sum_k m_{Oz}(S_k^e).$$

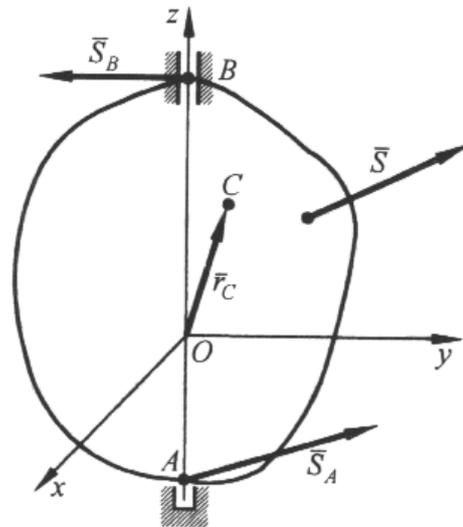


Рисунок 3

Учитывая, что $K_{1z} = J_z \omega_1$ и $K_{2z} = J_z \omega_2$, имеем: $J_z(\omega_2 - \omega_1) = \sum_k m_z(S_k^e)$, откуда получим формулу, определяющую угловую скорость тела в конце удара:

$$\omega_2 = \omega_1 + \sum_k m_z(S_k^e) / J_z.$$

В общем случае ударный импульс вызывает появление, в местах крепления оси вращения тела, ударных реакций. Действие ударных сил на конструкции опор может вызвать их повреждение. Однако можно определить условия, при которых действие ударных сил на вращающееся тело не будет вызывать ударные нагрузки на опоры оси вращения.

3. Потеря кинетической энергии при неупругом ударе. Теорема Карно. Изменение кинетической энергии при ударе определится как разность значений кинетической энергии в конце и в начале удара:

$$T_2 - T_1 = \frac{m}{2}(u^2 - v^2).$$

Здесь v — скорость в начале удара; u — скорость в конце удара. Из равенств $u_\tau = v_\tau$ и $u_n = k |v_n|$ (k — коэффициент восстановления, равный отношению модуля скорости в конце удара к модулю скорости в начале удара) следует

$$u^2 = u_\tau^2 + u_n^2 = v_\tau^2 + k^2 v_n^2, \quad v^2 = v_\tau^2 + v_n^2.$$

Подставляя значения квадратов скоростей в разность значений кинетической энергии, получим:

$$T_2 - T_1 = -\frac{m}{2}(1 - k^2)v_n^2.$$

Таким образом, изменение кинетической энергии будет зависеть от коэффициента восстановления. При абсолютно упругом ударе ($k = 1$) кинетическая энергия шара до и после удара о неподвижную поверхность будет одинакова. Для реальных тел $k < 1$ и при неупругом ударе из-за деформаций и нагревания тел происходит потеря начальной кинетической энергии соударяющихся тел. Наибольшая потеря будет при абсолютно неупругом ударе, когда $k = 0$.

Преобразуем последнюю формулу к другому виду. Для этого найдем модуль разности векторов скоростей:

$$|\bar{u} - \bar{v}| = u_n + |v_n| = (1+k) |v_n|.$$

Отсюда $|v_n| = \frac{|\bar{u} - \bar{v}|}{1+k}$. Тогда

$$T_2 - T_1 = -\frac{m}{2} \cdot \frac{1-k}{1+k} (\bar{u} - \bar{v})^2.$$

Разность $\bar{u} - \bar{v}$ называется потерянной скоростью.

При абсолютно неупругом ударе ($k=0$) из последнего выражения получим:

$$T_2 - T_1 = -\frac{m}{2} (\bar{u} - \bar{v})^2.$$

Это равенство выражает теорему Карно: потеря кинетической энергии при абсолютно неупругом ударе равна кинетической энергии потерянной скорости. В общем случае неупругого удара потеря кинетической энергии составляет $\frac{1-k}{1+k}$ -ю долю кинетической энергии потерянной скорости.

Если при абсолютно неупругом ударе одно из тел, например, второе, до удара находилось в покое

($v_2 = 0$), то $v_2 = 0$, $T_1 = \frac{m_1 v_1^2}{2}$, $u = \frac{m_1 v_1}{m_1 + m_2}$. Тогда

$$T_2 = \frac{1}{2} (m_1 + m_2) u^2 = \frac{m_1}{m_1 + m_2} \cdot \frac{m_1 v_1^2}{2} = \frac{m_1}{m_1 + m_2} T_1,$$

откуда $T_1 - T_2 = \frac{m_2}{m_1 + m_2} T_1$.

Отметим два предельных случая: 1) масса m_2 тела,

находившегося до удара в покое, велика по сравнению с массой m_1 движущегося тела. В этом случае $m_1 / (m_1 + m_2) \approx 0$, $T_2 \approx 0$, т.е. почти вся кинетическая энергия движущегося тела расходуется на деформацию соударяющихся тел. Это происходит при ковке, клепке, штамповке, где масса поковки вместе с наковальной много больше массы молота; 2) масса m_2 тела, находившегося до удара в покое, мала по сравнению с массой m_1 движущегося тела. В этом случае коэффициент $m_1 / (m_1 + m_2)$ мал, потери кинетической энергии при ударе почти не происходит. Такой результат желательно получать при забивке гвоздей, свай, чтобы эти тела не деформировались, и тело, бывшее до удара неподвижным, приобретало от удара как можно больше кинетической энергии.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Курс теоретической механики / Под ред. акад. К.С. Колесникова. М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2000. 736 с.
2. Цивильский В.Л. Теоретическая механика. М.: Высшая школа, 2001. 319 с.
3. Пановко Я.Г. Введение в теорию механического удара. М.: Наука, 1977. 224 с.

УДК 681.324

В.В. ЛЕОНОВ

Проблемы автоматизации процедуры составления расписания

Наиболее общая формулировка задачи по составлению расписания заключается в распределении некоторого множества ресурсов для выполнения заранее фиксированного объема работ. Цель применения оптимизационных алгоритмов в решении задач подобного рода сводится к тому, чтобы при заданных объемах работ и имеющихся ресурсах с учетом различных ограничений на использование этих ресурсов найти эффективный алгоритм упорядочивания заданий (работ), который позволил бы оптимизировать (хотя бы в первом приближении) требуемую меру эффективности. В качестве меры или критерия эффективности может использоваться один или несколько критериев. В качестве основных мер эффективности могут использоваться, например,

критерии минимального времени выполнения всего объема работ или среднее время выполнения работ в оптимизируемой системе.

Общая теория расписаний предполагает, что все обслуживаемые устройства (или процессоры) не могут выполнять в данный момент времени более одного задания, что для расписания учебных занятий не является достоверным, если в качестве процессора при распределении заданий принять учебную аудиторию или преподавателя. Часто в одной аудитории могут проводиться занятия с более чем одной группой одновременно, например, лекции для нескольких потоков. Преподаватель может одновременно читать лекцию в потоке нескольким группам. Таким образом, при использовании общей

теории расписаний для учебных занятий вуза следует рассмотреть следующие уточнения:

- ◆ **Занятия** составляют множество заданий для выполнения, которые следует вычитать определенному контингенту студентов данного вуза в данном семестре. Контекст термина «занятие» подразумевает определенность по следующим категориям организации учебного процесса:
 - Количество дисциплин в семестре по рабочим учебным планам;
 - Состав занятий по дисциплине (лекции, семинары, лабораторные работы и т.д.) по рабочим учебным программам дисциплин (или силлабусам);
 - Количество структурных единиц (потоки, группы, подгруппы) для каждой дисциплины;
- ◆ Основные ресурсы модели: преподавательский состав; аудиторный фонд, структурные единицы и объем занятий в академических часах, исходя из рабочего учебного плана конкретной специальности.
- ◆ Ограничения модели связаны с аудиторным фондом, а также с временными и пространственными ограничениями. **Аудиторный фонд:** аудитория по паспорту имеет определенное количество посадочных мест, аудитория может быть либо специализированной, либо пригодной для проведения любых занятий — проведение определенных видов занятий закреплено за конкретными аудиториями; **Временные и пространственные ограничения:** преподаватель не может одновременно вести занятия в разных структурных единицах; он не может одновременно вести занятия в разных аудиториях; любая часть структурной единицы (подгруппа из группы или группа из потока и т.д.) во время занятий потока по конкретной дисциплине не может одновременно присутствовать в другом месте и на других занятиях у другого преподавателя;
 - В качестве дополнительных субъективных ограничений модели следует рассматривать ограничения, связанные со свободным, «зарезервированным», временем преподавателя. Это ограничение характерно для различных групп преподавателей: почасовиков, администрации вуза;
- ◆ Параметр времени в модели является дискретным: в качестве единицы временного интервала используется контактный час (50 минут);
- ◆ Все занятия проводятся в соответствии с единым расписанием, где определено время начала, продолжительности занятий и перемен между ними;
- ◆ Целевая функция модели в оптимизационном ракурсе не однозначна, она многокритериальна. В качестве основной меры, или критерия эффективности решения задачи, можно принять критерий полного выполнения всего объема запланированных работ. Основным усложняющим фактором наряду с высокой размерностью модели следует считать сложность учета «комфортности проведения занятий» для всех участников процесса обучения. Это максимальный учет и удовлетворение требований каждого из участников

учебного процесса: отсутствие «окон» как у преподавателя, так и у студентов, наличие одного методического дня у преподавателя и др.

Один из вариантов математической модели решения задач подобного рода может быть описан следующим образом:

Условные обозначения:

◆ **Константы**

r — номер структурной единицы, $r = 1, \dots, R$;
 k_r — номер учебной группы в структурной единице, $k_r = 1, \dots, G_r$;

t — номер рабочего дня недели, $t \in T_{kr}$;

s_r — номер дисциплины в списке лекций для потока r , $s_r = 1, \dots, S_r$;

q_{kr} — номер дисциплины в списке семинарских (лабораторных) занятий для группы k_r ,

$q_{kr} = 1, \dots, Q_{kr}$;

$$\delta_{rs_r}^p = \begin{cases} 1, & \text{если в потоке } r \text{ лекцию } s_r \text{ читает} \\ & \text{преподаватель } p; \\ 0 & \text{— в противном случае;} \end{cases}$$

$$\Delta_{rk_r, q_{kr}}^p = \begin{cases} 1, & \text{если в группе } k_r \text{ практическое занятие} \\ & q_{kr} \text{ проводит преподаватель } p; \\ 0 & \text{— в противном случае;} \end{cases}$$

$\{A_{1r}\}$ — множество аудиторий для лекций на потоке r ;

$\{A_{2r}\}$ — множество аудиторий для практических занятий на потоке r .

◆ **Переменные:**

$$y_{rt_j}^{s_r} = \begin{cases} 1, & \text{если на потоке } r \text{ в день } t \text{ на контрольном} \\ & \text{часе } j \text{ читается лекция } s_r; \\ 0 & \text{— в противном случае;} \end{cases}$$

$$x_{rk_r, t_j}^{q_{kr}} = \begin{cases} 1, & \text{если на потоке } r \text{ в день } t \text{ на контрольном} \\ & \text{часе } j \text{ в группе } k_r \text{ проводится практическое} \\ & \text{(семинарское, лабораторное) занятие } q_{kr}; \\ 0 & \text{— в противном случае;} \end{cases}$$

◆ **Ограничения:**

Для каждой группы k_r должны выполняться все виды аудиторной работы W_{kr} в течение недели:

$$\sum_{t \in T_{kr}} \sum_{j=1}^J \left(\sum_{q_{kr}=1}^{Q_{kr}} x_{rk_r, t_j}^{q_{kr}} + \sum_{s_r=1}^{S_r} y_{rt_j}^{s_r} \right) = W_{kr}$$

$$\forall r = 1, \dots, R; \forall k_r = 1, \dots, G_r;$$

$$\forall t \in T_{kr}; \forall j = 1, \dots, J.$$

В любой день t на каждой паре j для каждой группы k_r может проводиться не более одного занятия:

$$\sum_{q_{kr}=1}^{Q_{kr}} x_{rk_r, t_j}^{q_{kr}} + \sum_{s_r=1}^{S_r} y_{rt_j}^{s_r} \leq 1 \quad \forall r = 1, \dots, R; \forall k_r = 1, \dots, G_r.$$

Если переменные $x_{rk_r, t_j}^{q_{kr}}$ и $y_{rt_j}^{s_r}$ увязывают все виды занятий с временем их проведения, то произведения $\Delta_{rk_r, q_{kr}}^p \cdot x_{rk_r, t_j}^{q_{kr}}$ и $\delta_{rs_r}^p \cdot y_{rt_j}^{s_r}$ связывают время проведения с именем преподавателя.

В каждый день t и в каждом контрольном часе j преподаватель p может вести не более одного

занятия по одной дисциплине на одном потоке или в одной группе:

$$\sum_{r=1}^R \left(\sum_{s_r=1}^{S_r} \delta_{rs_r}^p y_{rt_j}^{s_r} + \sum_{k_r=1}^{G_r} \sum_{q_{kr}=1}^{Q_{kr}} \Delta_{rk,q_{kr}}^p x_{rk,t_j}^{q_{kr}} \right) \leq 1;$$

$$\forall t \in T_{kr}; \forall j = 1, \dots, J; \forall p = 1, \dots, P.$$

Каждый преподаватель p в течение недели должен провести все предусмотренные планом кафедры аудиторные занятия N_p :

$$\sum_{t \in T_{kr}} \sum_{j=1}^J \sum_{r=1}^R \left(\sum_{s_r=1}^{S_r} \delta_{rs_r}^p y_{rt_j}^{s_r} + \sum_{k_r=1}^{G_r} \sum_{q_{kr}=1}^{Q_{kr}} \Delta_{rk,q_{kr}}^p x_{rk,t_j}^{q_{kr}} \right) = N_p; \forall p = 1, \dots, P.$$

Наконец, в любой день на любом контактном часе количество всех занятий не должно превышать имеющегося в вузе аудиторного фонда:

$$\sum_{s_r=1}^{S_r} y_{rt_j}^{s_r} \leq A_{1r}; \sum_{k_r=1}^{G_r} \sum_{q_{kr}=1}^{Q_{kr}} x_{rk,t_j}^{q_{kr}} \leq A_{2r};$$

$$\forall r = 1, \dots, R; \forall t \in T_{kr}; \forall j = 1, \dots, J.$$

♦ **Критерии оптимизации:** Если в качестве меры, или критерия эффективности решения задачи, рассматривать максимальную «комфортность» процесса обучения, как было рассмотрено выше, то критерий оптимизации в первом приближении может быть определен следующим образом:

- Введем некоторую вспомогательную переменную $PRIr_{ij}$, которая отражает занятость группы r в t -й день на j -й паре $PRIr_{ij} = x_{rk,t_j}^{q_{kr}} + y_{rt_j}^{s_{r1}}$. Исходя из данного определения вспомогательной переменной ее значение, с учетом представленных выше ограничений будет принимать значение 0 или 1. Таким образом, данная величина является булевой переменной, которая равна 0 в случае, если группа r в t -й день на j -й занятии не обучается, и 1 — в противном случае.
- Определим количество «окон» NOr_t для r -й группы в t -й день учебного процесса. В нашей интерпретации $NOr_t = \left(\sum_{j=1}^n |PRIr_{t,j+1} - PRIr_{t,j}| \right) / 2$, где n — максимально допустимое количество занятий в течение одного учебного дня. Интерпретация критерия проста: если контактные часы в группе следуют один за другим, то значение критерия = 0; если между занятиями есть «окно», то значение критерия равно их количеству.
- Аналогично определим количество «окон» NOp_t для p -го преподавателя в t -й день. В нашей интерпретации $NOp_t = \left(\sum_{j=1}^n |PRIp_{t,j+1} - PRIp_{t,j}| \right) / 2$, где n — максимально допустимое количество занятий в течение одного учебного дня. Интерпретация критерия проста: если занятия у преподавателя следуют одно за другим, то значение критерия = 0; если между занятиями есть «окна», то значение критерия равно их количеству.
- Исходя из понятия «комфортности» процесса обучения и наличия различных и зачастую диаметрально противоположных интересов,

связанных с этими двумя показателями, существует вполне традиционная методика решения этой проблемы на основе некоторого мультиатрибутивного критерия. Суть подхода заключается в ранжировании (взвешивании) уровней значимости той или иной группы. Например, в нашем случае мультиатрибутивный критерий в самом общем виде может выглядеть следующим образом: $Z = k_1 * NOr_t + k_2 * NOp_t$, где k_1 и k_2 — весовые коэффициенты, отражающие приоритетность соответственно группы студентов и преподавателей. Тогда оценка эффективности модели может быть представлена как $Z \rightarrow \min$.

Вообще, даже в такой постановке задачи приведенная математическая модель недостаточно адекватна — разбиение многочисленных участников учебного процесса всего на две группы не отражает всего многообразия приоритетов. Следует отметить, что модель можно уточнять и детализировать сколь угодно долго, однако практически любое уточнение модели приведет к ее усложнению и, следовательно, к увеличению времени реализации.

Налицо дилемма: существующая модель слишком сложна, чтобы ее можно было бы точно решить, в то же время упрощать ее нежелательно. В таком случае применение эвристических методов. Эвристические алгоритмы довольно неплохо зарекомендовали себя как эффективное средство для поиска решений, приближающихся к оптимальному в строгом математическом смысле, хотя теоретически существует и строгое решение данной задачи. Однако это решение настолько трудоемко, что найти его сложно или невозможно.

Применительно к нашей задаче эвристический алгоритм может быть сформулирован следующим образом:

1. При распределении ресурсов учебного процесса, связанных с объемом и видами занятий по дисциплинам, в первую очередь распределяются поточные занятия (лекции), затем занятия в подгруппах, и только после этого — в группах;

2. При распределении ресурсов учебного процесса, связанных с людскими ресурсами (преподаватели), максимальный приоритет имеют в первую очередь почасовики, потом администрация вуза и лишь затем — все остальные преподаватели; приоритет каждого преподавателя диктуется занимаемой им должностью в порядке возрастания значения. Например, ректору вуза можно присвоить наиболее высокий приоритет, заведующему кафедрой — более низкий и т.п. В таком случае ППС гарантируется по возможности более лояльный вариант расписания проводимых занятий, более точный учет его пожеланий.

3. При распределении ресурсов учебного процесса, связанных с аудиторным фондом, при прочих равных условиях вначале распределяются занятия в специальных лабораториях, затем в лабораториях, далее — в практических (семинарских), лекционных аудиториях.

Решение проблем, связанных с уменьшением трудоемкости процесса составления расписания, можно рассматривать в двух направлениях:

1. Достижение поставленной цели на основе разработки инструментария (автоматизированного рабочего места, АРМ), позволяющего максимально упростить и **автоматизировать процесс** распределения всех имеющихся ресурсов для реализации учебного процесса с учетом всех объективных ограничений, накладываемых особенностями объекта моделирования.

2. Достижение поставленной цели на основе разработки и реализации некоей оптимизационной модели, позволяющей **автоматически генерировать**, хотя бы в первом приближении, решение задачи распределения ресурсов для реализации учебного процесса с учетом всех объективных ограничений,

накладываемых особенностями объекта моделирования.

Следует заметить, что наиболее прагматичным является симбиоз этих двух направлений или их последовательная реализация: на первом этапе с помощью АРМ создается некое базовое решение, учитывающее все ограничения на распределяемые ресурсы, а на втором этапе это базовое решение оптимизируется, уточняется и т.д.

В заключение отметим, что автором в настоящее время реализовано первое направление — разработано автоматизированное рабочее место (АРМ), позволяющее находить некое базовое решение — один из вариантов недельного расписания вуза, учитывающий практически все нюансы, связанные с составлением расписания и ограничениями, накладываемыми на реализацию данной процедуры.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бойко В.В., Савинков В.М. Проектирование баз данных информационных систем. 2-е изд. М.: Финансы и статистика, 1989. 351 с.
2. Лагоша Б.А., Петропавловская А.В. Комплекс моделей и методов оптимизации расписания занятий в вузе // Экономика и мат. методы. 1993. Т. 29. Вып. 4.
3. Лебедев С.С., Заславский А.А. Использование специального метода ветвей и границ для решения целочисленной обобщенной транспортной задачи // Экономика и мат. методы. 1995. Т. 31. Вып. 2.
4. Лебедев С.С. О методе упорядочивающей индексации целочисленного линейного программирования // Экономика и мат. методы. 1997. Т. 33. Вып. 2.

УДК 622:338.45

А.А. МИТУСОВ
О.С. РЕШЕТНИКОВА

Компьютерная программа определения выходных характеристик ударного гидроцилиндра

Существующая программа «Research» [1] решает задачу определения характеристик ударного гидродвигателя (УГД) на основе энергетического баланса. Более прямым способом для теоретических исследований и определения выходных характеристик УГД является решение задачи на основе динамического баланса. С этой целью разработана математическая модель силовой части УГД-ударного гидроцилиндра (УГЦ) с учетом влияния характеристик распределителя и аккумулятора. Рабочий цикл гидродвигателя представлен в виде четырех фаз. Каждая фаза характеризуется изменением положения или состояния ведомого звена (бойка) УГД.

Математическая модель представляет собой дифференциальное уравнение управляющих и возмущающих воздействий на ведомое звено УГД:

$$-a\ddot{x} - b\dot{x}^2 - c\dot{x} - F_{mp} + F = 0,$$

где $a\ddot{x}$ — инерционная реакция бойка;

$b\dot{x}^2$ — гидравлические сопротивления элементов гидроблока;

$c\dot{x}$ — сила вязкого трения;

F_{mp} — сила механического трения;

F — управляющее воздействие на боек.

При составлении дифференциального уравнения движения бойка приняты следующие допущения [2]:

- все детали и узлы гидромолота считаются абсолютно жесткими;

- перетечки жидкости из полости высокого давления в полость низкого отсутствуют;

- коэффициенты местных сопротивлений постоянны;

- рабочая жидкость во всех полостях считается неинерционной и несжимаемой;

- насосная установка обеспечивает постоянство давления рабочей жидкости на входе УГЦ и имеет неограниченную производительность;

- запасенная бойком кинетическая энергия в конце рабочего хода поглощается внешней средой без отдачи.

Уравнения для каждой из фаз цикла могут быть приведены к одному виду, однако решения их для каждой фазы и типа системы автоматического управления (САУ) конкретизируются начальными и конечными условиями, т.е. необходимо учитывать, что кинематическая величина хода h зависит от способа управления движением бойка. В этом отношении САУ УГД подразделяются на релейные, с обратной связью от перемещения бойка, и

импульсные детерминированные по времени цикла T и его фаз [1].

Для реализации математической модели УГД разработана программа «Характеристики УГД», которая обеспечивает численное решение уравнения в среде Mathcad [3]. В силу того, что полный цикл работы включает несколько фаз, интегрирование уравнения производится для каждой из фаз в цикле с использованием в качестве начальных условий очередной фазы конечных результатов предыдущей.

Программа обеспечивает получение выходных характеристик УГД при изменении его регулировочных, настроечных и эксплуатационных параметров.

На данный момент можно изменять величину давления питания гидромолота во внешнем цикле, кинематический коэффициент вязкости и длину сливного трубопровода во внутреннем цикле. Вывод результатов возможен как в табличной форме, так и в виде графиков.

Программа расчета выходных характеристик УГД разбита на два файла, соответственно переменной, которой мы варьируем во внутреннем цикле, т.е. `viscosity.mcd` и `length.mcd`. Команды, буквенные и числовые выражения, используемые в файлах, одинаковы. Поэтому структуру программы рассмотрим на примере одного из них, например, `viscosity.mcd`.

Программа делится на блоки: «Исходные данные», «Расчет первой фазы», «Расчет второй фазы», «Расчет третьей фазы», «Расчет выходных параметров УГД».

Посредством блока «Исходные данные» вводятся параметры гидравлической системы: конструктивные размеры УГЦ, параметры насоса, напорного и сливного трубопроводов, рабочей жидкости.

Блок «Расчет первой фазы» представляет собой решение дифференциального уравнения для первой фазы t' , описывающего ускоренное движение бойка под действием силы F' в исходное положение. В результате расчета для УГД с релейной САУ программа выдает значения времени первой фазы t' и скорость возврата бойка v_0 , для УГД с импульсной САУ значения величины хода бойка в первой фазе x' и скорость возврата бойка v_0 при варьируемых значениях давления и коэффициента кинематической вязкости.

Блок «Расчет второй фазы» включает решение уравнения соответственно для фазы t'' , в которой боек по инерции продолжает движение на «возврат» при противодействии силы F_p . В результате происходит его торможение до остановки. Результатом решения уравнения являются ход бойка во второй фазе x'' и время фазы t'' .

В блоке «Расчет третьей фазы» рассчитываются параметры ускоренного движения бойка на «рабочий ход» до удара. Решением данной фазы являются предупредительная скорость бойка v_y и время «рабочего хода» t_p .

Блок «Расчет выходных параметров УГД» включает в себя вычисления по определению времени взаимодействия бойка с инструментом t_u , энергии удара A , частоты ударов n , КПД и ударной мощности N .

В таблице 1 приведены выходные характеристики, получаемые в результате решения дифференциальных уравнений, описывающих движение выходного звена в i -й фазе в зависимости от вида САУ.

Для удобства пользования программой ввод и вывод (просмотр) данных осуществляется через стандартную программу «Блокнот».

Ниже представлены результаты расчета выходных характеристик гидромолота ГМБ2Р программой «Характеристики УГД» в виде графических зависимостей (рисунок 1) энергии удара A , расхода жидкости Q , хода бойка h и КПД двигателя η_0 от величины давления питания P , варьируемого в диапазоне от 5 до 20 МПа при постоянном коэффициенте кинематической вязкости $\nu = 5 \cdot 10^{-6}$ м²/с. График построен в логарифмическом масштабе, так как данные разнятся на несколько порядков.

Таблица 1 — Вывод параметров

i-я фаза	Описание параметра	Импульсная САУ	Релейная САУ
I	Ход бойка в первой фазе x' , м	+	-
	Скорость возврата бойка v_0 , м/с	+	+
	Время первой фазы t' , с	-	+
II	Ход бойка во второй фазе x'' , м	+	+
	Время второй фазы t'' , с	+	+
III	Ход бойка x_p , м	+	+
	Предупредительная скорость бойка v_y , м/с	+	+
	Время рабочего хода бойка t_p , с	+	+
	Энергия удара A , Дж	+	+
	Частота ударов n , Гц	-	+
	Выходная мощность N , Вт	+	+
	Расход жидкости Q , м ³ /с	+	+
	КПД гидромеханический $\eta_{эм}$	+	+
КПД двигателя η_0	+	+	
IV	Время взаимодействия бойка с инструментом t_u , с	+	+

График показывает, что с увеличением давления питания кривые $A(P)$, $Q(P)$, $h(P)$ растут с уменьшающейся интенсивностью, обусловленной нарастающими потерями, характеризуемыми коэффициентами уравнения: $b\dot{x}^2$, $c\dot{x}$. Кривая $\eta(P)$ убывает линейно.

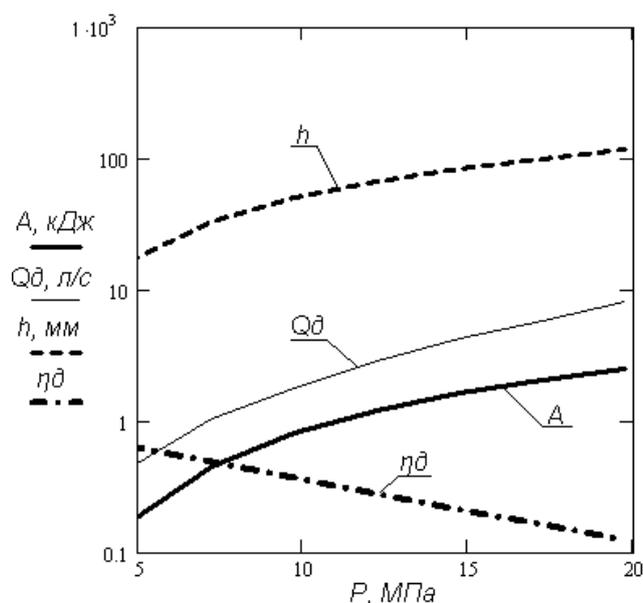


Рисунок 1 — График зависимостей энергии удара A , расхода жидкости Q_d , хода бойка h и КПД двигателя η_d

η_d от давления питания P при коэффициенте кинематической вязкости $\nu = 5 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$

В заданном диапазоне давлений от 5 до 20 МПа искомые характеристики имеют следующие значения: энергия удара A растет с 0.166 до 2.5 кДж; потребляемый расход жидкости увеличивается в промежутке от 0.43 до 8.2 л/с; величина хода бойка h также растет с 16 до 116 мм; значение η_d при этом падает с 0.735 до 0.311.

Анализ результатов сравнения характеристик, полученных по экспериментальным данным измерения параметров гидромолота ГМБ2Р, и данным, полученным в результате машинного эксперимента с помощью программы «Характеристики УГД», показывает, что расхождения значений предупредительной скорости, энергии удара и расхода жидкости находятся в пределах 3-4 %, что позволяет считать целесообразным дальнейшее совершенствование программы на основе динамического баланса для обеспечения полного объема компьютерных исследований различных вариантов систем импульсного гидропривода.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Митусов А.А. Автоматизированное проектирование гидродвигателей ударного действия: учеб. пособие. Караганда: КарГТУ, 2002. 109 с.
2. Котылев Ю.И., Шакулин О.П., Кравченко В.А. Динамическая модель гидроударника как последовательный, абстрактный автономный автомат // Механизмы и машины ударного, периодического и вибрационного действия: Материалы междунар. науч. симп. Орел: ОрелГТУ, 2000. С. 46-52.
3. Кирьянов Д.В. Mathcad 13. СПб.: БХВ-Петербург, 2006. 570 с.

УДК 62.9191

В.А. ЯЩЕНКО
Ю.В. ЯЩЕНКО
В.З. ЯЩЕНКО

Обработка длинных горячекатаных труб гидравлической протяжкой

Горячекатаные толстостенные трубы используются в машиностроении в качестве заготовок полых цилиндрических деталей различных диаметров и длины, которые требуют чистую обработку внутренней поверхности с параметрами шероховатости

$Ra = 6,3 - 1,25$, с достаточно высокой точностью по 6-8 качеству. Например, плунжерные гидроцилиндры с большим ходом порядка 3000-8000 мм выдвижения плунжера, используемые в промышленности, имеют определенную технологическую сложность при обработке внутренней полости цилиндра. Существуют различные способы механической обработки таких деталей в зависимости от длины трубы. Обработка ведется снятием стружки резцом, протяжкой и другими способами с последующим доведением поверхности до заданной чистоты шлифованием, раскатыванием, хонингованием до заданных параметров [1, 2].

Однако при таких методах обработки необходима длинная штанга для размещения и введения в зону обработки обрабатываемого инструмента, что приводит к усложнению конструкции металлообрабатывающего станка из-за необходимого пространства для размещения штанги, обеспечения ее

прямолинейного перемещения с инструментом по всей длине обрабатываемой поверхности. По такой схеме обработки длинных труб длина станка должна быть больше двукратной длины трубы (20-25 м), и требуется соответствующая производственная площадь. Эти факторы сказываются на себестоимости выпускаемой продукции.

Традиционные способы обработки внутренних поверхностей включают в том числе и обработку протягиванием, заключающуюся в том, что стержневой многолезвийный режущий инструмент, закрепленный на штанге, протягивается через внутреннюю полость обрабатываемой заготовки, срезая элементарную стружку каждым лезвием. Протягивание является высокопроизводительным и сравнительно точным способом обработки материалов резанием, который обычно применяется для окончательного получения отверстий различной формы. Протягиванием сравнительно легко достигается 7-9-й класс точности и 7-9 класс шероховатости обработанной поверхности [3].

Метод протягивания является более производительным по сравнению с другими способами обработки металлов резанием. Обработка внутренних поверхностей в 10-15 раз эффективнее,

чем последовательная обработка зенкером и разверткой. При протягивании срезание заданного припуска производится большим числом зубьев, имеющих значительную длину лезвий, и обеспечивается возможность осуществления за один проход черновой, чистовой и упрочняющей обработки.

В современном станкостроении выпускаются горизонтально-протяжные станки с наибольшей тяговой силой 25-980 кН (2,5-100 т.с.) при наибольшем ходе каретки 1-2 м со скоростью рабочего хода 0,3-14 м/мин [4]. Такие станки имеют гидропривод, оснащенный поршневым гидроцилиндром со штоком (штангой), длина которого (ход) существенно влияет на длину станка [5].

Для уменьшения длины станка нами предлагается исключить длинную штангу, а протяжку разместить непосредственно перед поршнем рабочего гидроцилиндра и проталкивать ее по обрабатываемой поверхности, создавая необходимые условия для обеспечения режимов резания.

Такой способ может быть использован при обработке цилиндров, изготавливаемых из горячекатаных толстостенных труб различной длины, вплоть до длины поставляемой трубокатным производством с дальнейшим разрезанием на мерные длины. Исходя из того, что внутренние диаметры гидроцилиндров стандартизованы, можно заказывать поставщику трубы с внутренним диаметром

$$D = D_{\text{ц}} + 2t,$$

где $D_{\text{ц}}$ — внутренний диаметр гидроцилиндра;
 t — величина припуска на сторону, необходимого для обработки по данной технологии.

Для исключения из технологического процесса обработки штанги, соединяющей протяжку с движущим органом, и упрощения конструкции металлообрабатывающего станка нами предложен следующий техпроцесс и обеспечивающее его оборудование.

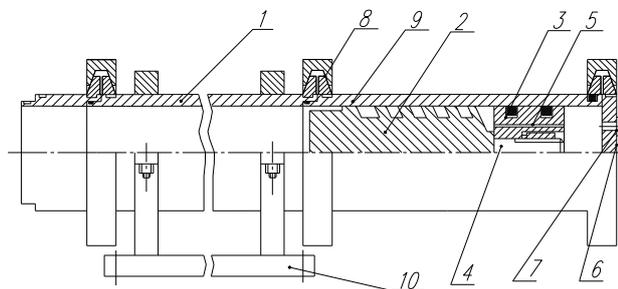


Рисунок 1

Конструкция установки (рисунок 1) включает: раму 10 с призмами и съемными зажимными устройствами, на которой устанавливается горячекатаная труба 1 с предварительно обработанными концевыми участками для присоединения к ней гильз 9 с помощью быстросъемных фланцевых соединений 8. В гильзе справа (по чертежу) размещается протяжка 2 с

поршнем 3 посредством оправки 4. Длина протяжки определяется из условия снятия припуска и размещения в ручьях стружки. Длина поршня определяется из условия обеспечения величины допуска формы и расположения обработанной цилиндрической поверхности трубы [6]. Длина гильзы назначается из условия размещения по длине протяжки, поршня и участков присоединения к трубе 1 и установки задней крышки 6 с подводным штуцером 7. В поршне выполнены капиллярные отверстия 5 для подвода охлаждающей жидкости в зону резания. Прифланцованные гильзы являются направляющей для размещения протяжки и обеспечения координатного протягивания. В сочетании с поршнем и крышкой они составляют силовой гидроцилиндр на входе и выходе при приеме протяжки после обработки трубы. При подаче рабочей жидкости в полость гидроцилиндра развивается давление, необходимое для создания усилия резания протяжкой и обеспечения ее перемещения в соответствии с требуемыми режимами резания.

Внутренний диаметр гильзы соответствует внутреннему диаметру обработанной трубы. При встрече режущей части протяжки с трубой 1 с заданной скоростью режущая кромка внедряется в заготовку и последовательно каждое лезвие вступает в работу, увеличивая сопротивление перемещению, а следовательно, и давление в гидросистеме привода, т.е. происходит автоматическое плавное регулирование движущей силы, которая соразмерна силе резания. Следом за протяжкой поршень перемещается по вновь обработанной поверхности трубы и проталкивает протяжку по всей длине обрабатываемой трубы и выталкивается в ее левую (по чертежу) гильзу.

Усилие, необходимое для обеспечения резания протяжкой, определяется по формуле [6]:

$$P = C_p \cdot S_Y^{y_p} \cdot \pi D \cdot z \cdot n, \text{ Н}, \quad (1)$$

где C_p — коэффициент, характеризующий обрабатываемый материал и условия резания;
 S_Y — подача на зуб протяжки;
 D — длина окружности;
 n — число зубьев в протяжке;
 z — число одновременно работающих зубьев;
 y_p — показатель степени при протягивании.

Скорость резания при протягивании определяется по формуле [6]:

$$V = \frac{C_v}{T^m \cdot S_z^y}, \text{ м/мин}, \quad (2)$$

где C_v — коэффициент, характеризующий условия резания;
 T — стойкость протяжки в минутах машинного времени;
 m, y — показатели степени.

Эффективная мощность при протягивании рассчитывается по формуле:

$$Ne = \frac{P \cdot V}{102 \cdot 60}, \text{ кВт}. \quad (3)$$

Из приведенных формул видно, что сила резания и мощность находятся в прямолинейной зависимости

от диаметра обрабатываемой поверхности, величина которой конструктивно равна диаметру поршня гильзы гидроцилиндра. Учитывая это, можно установить зависимость режимов резания и параметров гидропривода, его давление, производительность и мощность маслостанции.

Рабочая жидкость гидропривода может быть использована также для смазки и охлаждения инструмента в процессе работы, т.е. в качестве СОЖ. Этой жидкостью может быть минеральное масло или водомасляная эмульсия, применяемая в гидросистемах.

Конструктивно диаметр обработанной поверхности трубы равен диаметру гильзы и диаметру поршня, а скорость его движения равна скорости движения протяжки, т.е. усилие сопротивления резанию должно преодолеваться усилием, формируемым на поршне:

$$F_n \geq P = \frac{\pi D_u^2}{4} \cdot P_u, \quad (4)$$

где D_u — диаметр цилиндра;
 P_u — давление, развиваемое в цилиндре.
 Приравняв (1) и (4)

$$F_n \geq P$$

и проведя преобразования, получим:

$$P_u = \frac{4C_p \cdot S_y^{yp} \cdot z}{D_u}. \quad (5)$$

Мощность, потребляемая цилиндром на преодоление сил резания, определим, подставив (5) в (3):

$$N_u = \frac{4C_p \cdot S_y^{yp} \cdot z}{D_u \cdot \eta_u}, \text{ кВт}, \quad (6)$$

где η_u — КПД гидроцилиндра.

То есть давление, развиваемое в цилиндре, зависит от режимов резания, а именно — прямо пропорционально силе резания и обратно пропорционально диаметру обрабатываемой поверхности. Это выражение может использоваться при расчете параметров гидропривода установки.

Такая установка может быть использована для машиностроительного производства в составе заготовительного участка или для трубокатного производства, для чистового передела горячекатаных труб. С целью расширения ассортимента выпускаемой продукции, для конвейеризации технологического процесса состав и расстановка оборудования может быть осуществлена по схеме (рисунок 2).

В состав схемы входят две параллельно расположенные установки, описанные выше. Установка включает в себя концевые гильзы 1, обрабатываемую трубу 2, посты 3 для очистки протяжки от стружки, поворотные столы 4 для

разворота на 180° отфланцованных от обработанной трубы 2 гильз 1 и присоединения их к последующей для обработки трубе. Это позволит значительно сократить подготовительное время в цикле обработки, которое включает: установку и закрепление обрабатываемой трубы на раме, прифланцовывание гильзы с протяжкой к ее одному концу, а ко второму — подключение рукава гидропривода. Система работает следующим образом: проталкивая протяжку через обрабатываемую трубу, выдвигается протяжка во вторую гильзу таким образом, чтобы поршневая часть протяжки осталась в гильзе, а режущая выдвинулась из нее на пост для очистки стружки. Очистив протяжку от стружки, отсоединяют гильзы от обработанной трубы, сливают рабочую жидкость в систему, задвигают протяжку обратно в гильзу. Разворачивают ее на поворотном столе на 180°, одновременно отсоединив от трубы переднюю гильзу. Затем обработанную трубу убирают и на ее место устанавливают новую. Далее циклы повторяются. При такой схеме поршень с протяжкой транспортируется все время в гильзе, что предохраняет его от повреждений при перестановке.

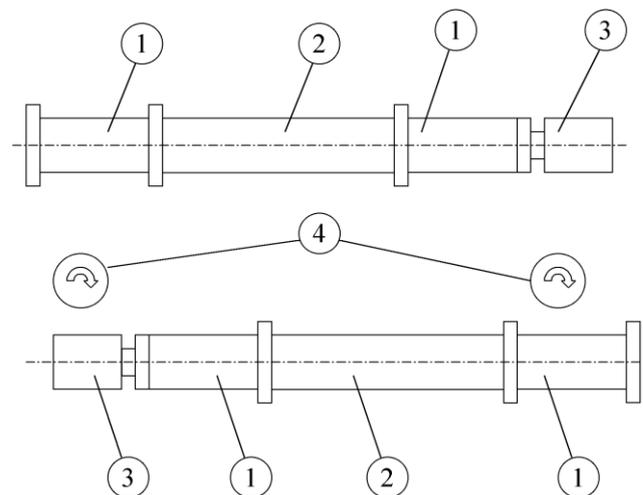


Рисунок 2

Из рассмотренного выше видно, что процесс обработки таких труб циклический и время цикла включает время установки и закрепления трубы на раме и крепления гильз по концам трубы, установки передней крышки с подводимым маслопроводом, машинное время обработки и отсоединения трубы. В общем времени цикла машинное время обработки занимает соизмеримую величину с подготовительным временем, поэтому целесообразно проектировать насосно-аккумуляторный гидропривод, в котором рабочая жидкость подается в гидродвигатель от предварительно заряженного гидроаккумулятора в периоды пауз между рабочими циклами.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Егоров М.Е., Дементьев В.И., Дмитриев В.Л. Технология машиностроения. М.: 1976.
2. Олшабаев Р.О., Яценко В.А., Яценко Ю.В. Исследование процесса гидроимпульсной поверхностной раскатки цилиндров // Изв. вузов. Машиностроение. 1991. № 1-3. С. 61-65.
3. Ящеридин П.И., Еременко М.Л., Жигалко Н.И. Основы резания материалов и режущий инструмент. Минск: Вышшая

школа, 1981.

4. Колев Н.С., Красниченко Л.В., Никулин Н.С. и др. *Металлорежущие станки: учеб. пособие для вузов*. М.: Машиностроение, 1980.

5. Горбунов Б.И. *Обработка металлов резанием, металлорежущий инструмент и станки*. М.: Машиностроение, 1981.

6. *Справочник технолога-машиностроителя* / Под ред. А.Г. Косиловой и Р.К. Мещерякова М.: Машиностроение, 1986.

УДК 541.13:546.1

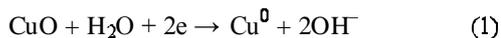
М.М. ДОСПАЕВ

Электролитическое получение порошка меди восстановлением оксида меди

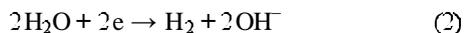
Значительную долю в объеме производимых порошков металлов занимает медный порошок. Порошок меди получают механическими и физико-химическими способами [1]. Во всех известных технологиях примерно 4-5 % получаемого порошка приходят в негодность из-за окисления и накапливаются на производственных предприятиях [2]. Создание новых методов переработки таких окисленных отходов является одной из актуальнейших задач.

Вопросу катодного восстановления оксидов меди посвящено много работ.

Так, в работе [3] при изучении катодного восстановления CuO в растворах Na_2SO_4 , Na_2CO_3 , NaOH , NaCl выдвинуто предположение о твердофазном механизме восстановления CuO до металлического по реакции:



на катоде помимо основного процесса (1) протекает реакция выделения водорода:



Приведенные выше данные позволяют констатировать, что значительный расход электроэнергии и невысокий выход по току обусловлены самим принципом получения порошка из CuO в нейтральных и щелочных растворах.

Целью наших исследований являлось создание принципиально нового метода получения порошка меди из CuO , позволяющего, не ухудшая качества продукта, повысить выход по току и снизить расход электроэнергии.

Для выполнения поставленной задачи предварительно изучено катодное поведение CuO в потенциодинамических условиях на медном, титановом и стальном электродах в растворе серной кислоты. Поляризационные кривые снимали с помощью прижимного электрода специальной конструкции [4]. Вольтамперные измерения проводились при температуре 25 ± 1 °С, скорости развертки потенциала от 2 до 80 мВ/с и концентрации электролита 50-150 г/л. Было установлено, что на меди, титане и нержавеющей стали восстановление CuO в сернокислых растворах протекает по следующему механизму (рисунок 1). Первая волна при потенциале $\sim +0,1$ В отвечает протеканию реакции прямого твердофазного разряда частиц CuO до Cu_2O по электронному механизму:

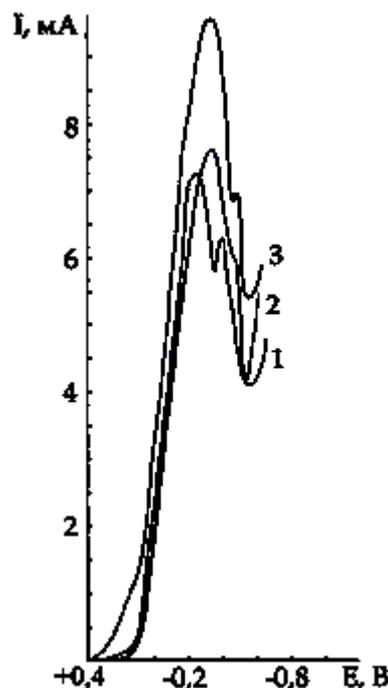
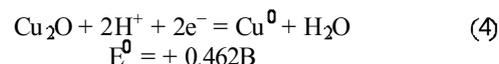


Рисунок 1 — Катодные поляризационные кривые CuO в растворе H_2SO_4 , 100 г/л: 1 — медь; 2 — нержавеющая сталь; 3 — титан

Вторая волна соответствует дальнейшему восстановлению частиц Cu_2O до металлического состояния по реакции



Восстановление CuO в сернокислой среде протекает на всех исследуемых электродах, потенциал начала восстановления практически не зависит от материала подложки и процесс протекает с некоторым перенапряжением. Существенное влияние на скорость восстановления CuO оказывает концентрация раствора H_2SO_4 . Зависимость, построенная в координатах «величина предельного тока — концентрация серной кислоты», имеет возрастающий характер. Найдено значение порядка реакции по H_2SO_4 , численное значение которого равно 1,08, что свидетельствует о влиянии концентрации H_2SO_4 на скорость катодного восстановления CuO согласно принципу Ле-Шателье. Влияние скорости развертки потенциала изучено на стальном электроде (рисунок 3). Увеличение скорости развертки от 4 до 80 мВ/с способствует повышению высоты максимумов при потенциалах $\sim +0,1$ и $-0,2$ В соответственно, а также смещению потенциалов пика в более отрицательную

область. Это объясняется тем, что при низких скоростях развертки восстановлению подвергается слой CuO, непосредственно контактирующий с поверхностью катода. При дальнейшем увеличении скорости развертки восстановленный до элементарной меди первичный слой начинает работать как электрод и восстанавливает следующий слой оксида. Данный процесс постадийно протекает до полного восстановления всех частиц CuO, находящихся на поверхности электрода.

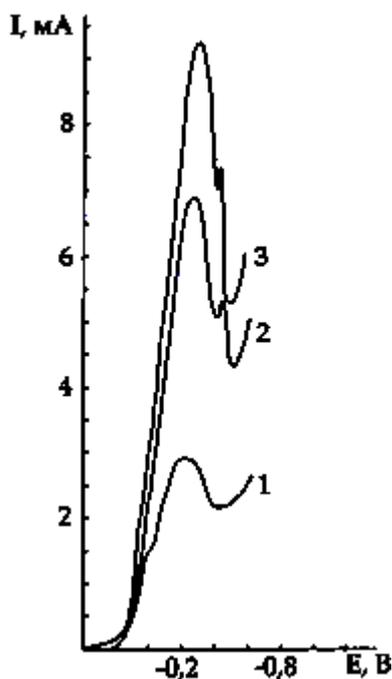


Рисунок 2 — Влияние концентрации H_2SO_4 (г/л) на катодное восстановление CuO на электроде из нержавеющей стали: 1 — 50; 2 — 100; 3 — 150

Проведенные нами исследования показали, что в сернокислых растворах наряду с катодным восстановлением CuO протекает реакция побочного выделения водорода. Вследствие этого выход по току снижается и до 30 % тока затрачивается на реакцию (2). В работе [5] были рассмотрены варианты получения порошка меди химическим восстановлением трехвалентным титаном:

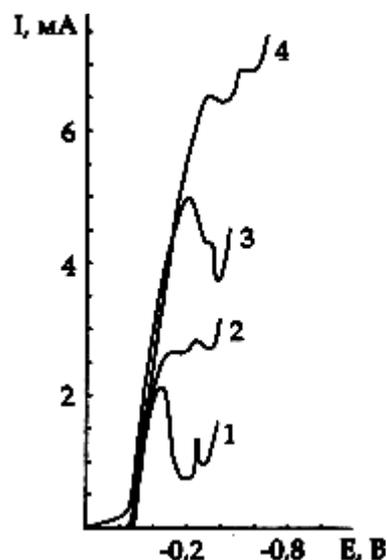
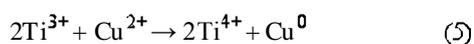


Рисунок 3 — Влияние скорости развертки потенциала на высоту волны восстановления CuO:

1 — 4 мВ/с; 2 — 10 мВ/с; 3 — 20 мВ/с; 4 — 40 мВ/с

Авторами [6] повышение выхода по току порошка меди на 15-18 % достигнуто совмещением двух процессов: непосредственного разряда ионов меди и окислительно-восстановительной реакции (5). В присутствии титана (IV) на катоде, помимо реакции восстановления ионов Cu^{2+} и реакции (5), протекает процесс его восстановления до Ti (III):

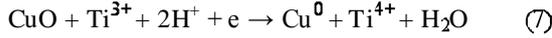


Дальнейшее взаимодействие их с ионами меди по реакции (5) приводит к образованию дополнительного количества порошка меди, и выход по току соответственно возрастает. Одновременно регенерируются ионы титана (IV), которые вновь восстанавливаются на катоде и участвуют в следующем акте процесса, то есть в данном случае титан (IV) является катализатором.

Для исключения побочного процесса выделения водорода при получении порошка меди из оксида меди (II) нами использована каталитическая система Ti(IV) / Ti(III). Электролитическое получение порошка меди проводили в электролизере с донным расположением электрода-катода. Катод изготовлялся из меди площадью $0,005 \text{ м}^2$, анод — из свинца такой же площади.

Исходное количество порошкового CuO составило 3,0 г. В качестве катализатора использовали сульфат четырехвалентного титана. Было изучено влияние концентрации титана (IV), серной кислоты, плотности тока и продолжительности электролиза на выход по току порошка меди. На рисунке 4 приведены данные по влиянию плотности тока на выход по току порошка меди. Как и следовало ожидать, с ростом плотности тока выход по току порошка меди (кривая 1) первоначально повышается, а затем снижается. В присутствии Ti (IV) наблюдается (кривая 2) такая же тенденция, однако выход по току при этом гораздо выше. Мы полагаем, что в присутствии титана (IV) на катоде помимо реакций (3) и (4), протекает его восстановление до трехвалентного состояния. Ионы Ti

(III) в прикатодном пространстве взаимодействуют с оксидом меди (II) по реакции:



Образовавшиеся ионы Ti (IV) вновь восстанавливаются на катоде до трехвалентного и снова участвуют в процессе восстановления CuO.

Влияние концентрации H₂SO₄, как видно из рисунка 5, оказывает существенное влияние на ВТ порошка меди. Так, с увеличением кислотности растворов в присутствии Ti (IV) наблюдается относительно незначительное снижение (кривая 2) выхода по току порошка меди, который соответствует при 150 г/л — 69,9 %, тогда как выход по току при той же концентрации в отсутствие титана (IV), составляет лишь 46,2 % (кривая 1). А относительно высокий выход по току в присутствии Ti (IV) обусловлен протеканием помимо основных процессов и реакции (8).

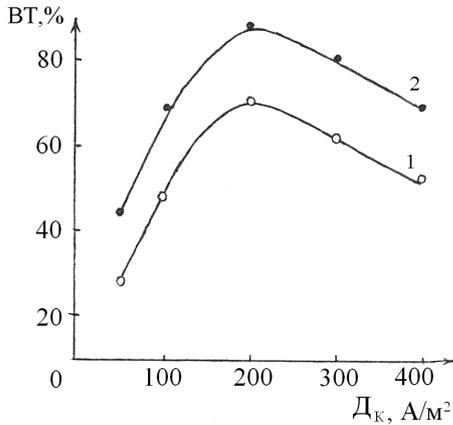


Рисунок 4 — Влияние плотности тока на выход по току порошка меди: C_{H₂SO₄} — 75 г/л; τ — 120 мин; 1 — C_{Ti(IV)} — 0; 2 — C_{Ti(IV)} — 3,0 г/л

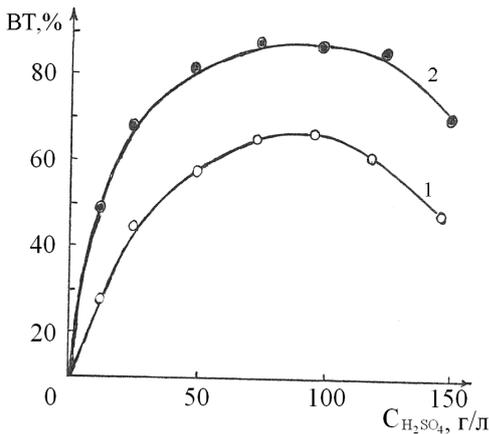


Рисунок 5 — Влияние концентрации серной кислоты на выход по току порошка меди: Д_к — 200 А/м²; τ — 120 мин; 1 — C_{Ti(IV)} — 0; 2 — C_{Ti(IV)} — 3 г/л

На рисунке 6 приведены данные по влиянию концентрации Ti (IV) на выход по току порошка меди. Как видно, с повышением концентрации Ti (IV) выход по току увеличивается, а при достижении концентрации 4 г/л выход по току практически не меняется, т.е. имеется тенденция к «насыщению». На

наш взгляд, это свидетельствует о каталитическом действии ионов Ti (IV). Как видно (рисунок 7), с увеличением продолжительности электролиза в интервале 30-120 мин выход по току без Ti (IV) повышается с 27 до 73 % (кривая 1), а в его присутствии с 38 до 88 % (кривая 2). Дальнейшее повышение приводит к снижению выхода по току порошка, что объясняется окончанием процесса восстановления, т.е. исчерпанием запаса CuO и усилением побочного процесса выделения водорода.

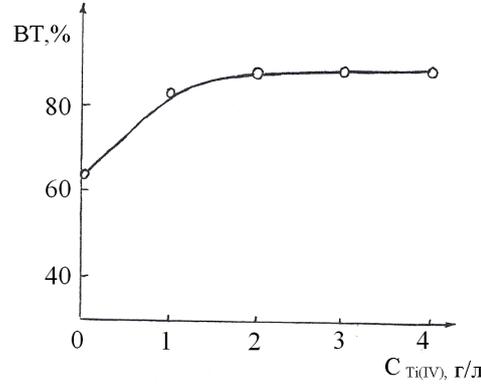


Рисунок 6 — Влияние концентрации титана (IV) на выход по току порошка меди: C_{H₂SO₄} — 75 г/л; Д_к — 200 А/м²; τ — 120 мин

Таким образом, изучено катодное восстановление CuO в сернокислых растворах на электродах из титана, меди и нержавеющей стали в потенциодинамических условиях. Установлено, что процесс протекает по твердофазному электронному механизму до металлической меди. В гальваностатических условиях проведен электролиз по получению порошка меди из оксида меди (II). Показано, что повысить выход по току и значительно снизить расход электроэнергии можно путем добавления в электролит ионов Ti (IV), выполняющих роль катализатора. В оптимальных условиях электролиза выход по току порошка меди из оксида меди (II) с использованием электрокаталитической системы Ti (IV) / Ti (III) составляет 88 %. По результатам исследований разработан способ получения порошка меди [7].

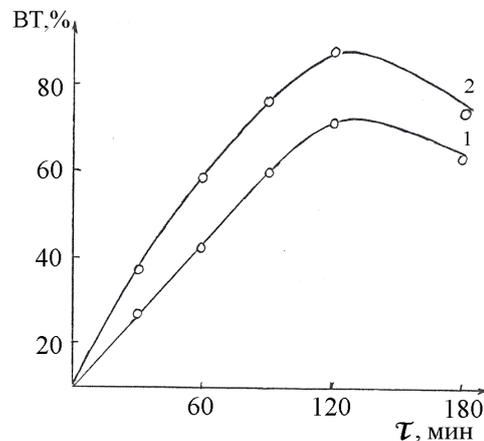


Рисунок 7 — Влияние продолжительности электролиза на выход по току порошка меди: C_{H₂SO₄} —

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Номберг М.И. Производство медного порошка электролитическим способом. М.: Metallургия, 1971. 134 с.
2. Брынза А.П., Кривун С.В. Электролизер для получения медного порошка // Порошковая metallургия. 1962. № 1. С. 72-74.
3. Завгородняя Е.Ф., Голушко В.П., Дорош Т.П. К вопросу о механизме катодного восстановления окиси меди // Укр. хим. журн. 1961. № 1. С. 43-47.
4. Баешова А.К., Баешов А., Угорец М.З., Букетов Е.А. Катодная поляризация дисперсного селена в растворах гидроокиси натрия на твердых электродах // Журн. прикл. хим. 1980. № 9. С. 2122-2124.
5. Помосов А.В., Котовская Н.Л. Исследование электровосстановления сульфата титана (IV) при получении высокодисперсной порошковой меди // Журн. прикл. хим. Т. 39. № 9. С. 1960-1965.
6. А.с. 1082066 СССР. Способ получения порошка меди / А. Баешов, Б.Е. Кожаков, Е.А. Букетов; опубл. 1983, Б.И.
7. А.с. 1362085 СССР. Способ получения медного порошка / А. Баешов, М.М. Доспаев, Б.Е. Кожаков; опубл. 1987, Б.И.

УДК 541.138;532

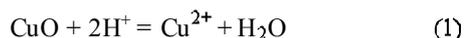
И.В. ФИГУРИНЕНЕ

Электросинтез сульфида двухвалентной меди в сернокислых растворах

В настоящее время выполнено много экспериментальных исследований, подтверждающих значительное улучшение триботехнических свойств пар трения в связи с образованием защитных пленок при применении в присадках различных соединений меди. Однако очень мало сведений о механизмах электрохимических реакций, протекающих в процессах избирательного переноса с участием металлоплакирующих присадок на основе сульфидных соединений меди [1].

Целью работы явилось исследование в потенциодинамических условиях электрохимического поведения CuO с последующим изучением катодного поведения, полученного в гальваностатических условиях CuS . Катодное поведение соединений меди изучали на титановом, медном и стальном электродах в сернокислых растворах. Катодное поведение порошков исследовано с помощью прижимного электрода специальной конструкции [2], обеспечивающего непосредственный контакт частиц с поверхностью электрода и позволяющем оперативно менять материал рабочего электрода и варьировать величину его поверхности.

Следует отметить тот факт, что равновесный потенциал меди, нержавеющей стали и титана с навеской CuO практически одинаков и равен $\sim +0,4$ В, то есть положительнее по сравнению с равновесными потенциалами этих металлов в фоновом растворе H_2SO_4 . Это связано с тем, что при погружении электрода с навеской в сернокислый раствор происходит частичное растворение порошкового оксида меди (II) по реакции:



следовательно величина потенциала зависит от наличия ионов Cu^{2+} [4].

Установлено, что при катодной поляризации на электродах из меди, титана и нержавеющей стали первая волна при потенциале $\sim +0,1$ В отвечает протеканию прямого твердофазного разряда частиц CuO до Cu_2O по электронному механизму (рисунок 1):

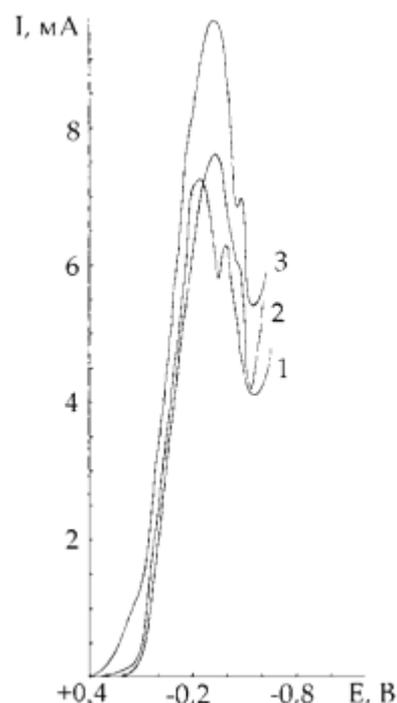
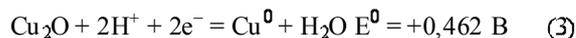


Рисунок 1 — Катодные поляризационные кривые CuO на твердых электродах в растворе H_2SO_4 , 100 г/л:

1 — медь; 2 — нержавеющая сталь; 3 — титан

Вторая волна соответствует дальнейшему восстановлению частиц Cu_2O :



Поверхность электродов после снятия вольтамперной кривой покрыта элементной медью в месте контакта с навеской CuO . Скорость восстановления оксида меди (II) возрастает с повышением концентрации H_2SO_4 . Из зависимости lgI — $lgCH_2SO_4$ рассчитан порядок реакции, равный 1,08.

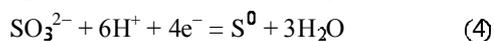
Повышение скорости развертки потенциала вызывает увеличение высоты волн при $E \sim +0,1$ и $-0,2$ В. Это объясняется тем, что первый слой оксида, находящийся в соприкосновении с поверхностью катода, восстанавливается до металлической меди и работает в дальнейшем как медный электрод, на

котором идет восстановление следующего слоя частиц CuO. То есть происходит наращивание поверхности электрода и восстановление оксида протекает глубже с увеличением скорости развертки потенциала.

Сульфид двухвалентной меди получают термическим методом из порошковых меди и серы в нейтральной атмосфере [5] в течение длительного времени при температуре 400 °С. Нами исследована возможность получения CuS путем электрохимической катодной поляризации порошка CuO в сернокислом растворе, содержащем сульфидизатор — сульфит натрия [6]. Электролиз проводили при интенсивном перемешивании в электролизере с разделением анодного и катодного пространств. Анодом служил свинец, а катодом — титан. Электролитом служил раствор объемом 300 мл, содержащий серную кислоту (150 г/л) и сульфит натрия (6,61 г/л). Порошковый оксид меди в количестве 2,5 г загружали в катодное пространство электролизера.

По данным [3], гетерогенные электродные реакции протекают по трем механизмам: 1 — электронный механизм — прямой разряд твердой частицы; 2 — перенос электронов частице за счет промежуточного вещества; 3 — частица труднорастворимого вещества распадается на ионы, затем следует разряд катиона металла или аниона на электроде.

В ходе электролиза частицы оксида меди при катодной поляризации в момент соударения о катод восстанавливаются до металлического состояния по электронному механизму по реакции (3), кроме того, на катоде параллельно идет процесс образования элементарной серы из сульфита натрия по реакции:



свежеобразованные, активные медь и сера моментально взаимодействуют в прикатодном слое:



Остаточное содержание оксида меди в продукте электролиза отделяется путем промывания раствором серной кислоты (1:3). Полученный чистый CuS подтвержден результатами химического и рентгенофазового анализов.

Было исследовано влияние следующих факторов — плотности тока, концентрации серной кислоты, сульфита натрия, температуры электролита и продолжительности электролиза на выход по току CuS. При этом количество исходной навески CuO оставалось постоянным — 2,5 г.

С повышением катодной плотности тока с 200 до 700 А/м² выход по току CuS первоначально растет, что связано с полной восстановлением CuO и сульфит-ионов, а затем (выше 800 А/м²) постепенно уменьшается из-за увеличения количества выделяющегося водорода на катоде (таблица 1).

Как видно из таблицы 2, по мере увеличения концентрации серной кислоты в растворе выход по току CuS снижается вследствие химического растворения оксида меди (II). Оптимальная концентрация серной кислоты 100 г/л, так как раствор имеет высокую удельную электропроводность.

При исследовании влияния концентрации сульфидизатора на выход по току CuS установлена оптимальная концентрация Na₂SO₃ — 6,61 г/л (таблица 3).

Таблица 1 — Влияние катодной плотности тока на выход по току сульфида меди (II). (H₂SO₄ — 100 г/л, Na₂SO₃ — 6,61 г/л, t — 60 °С, τ — 27 мин)

Плотность тока, А/м ²	200	500	700	800	900	1000	1200
Выход по току CuS, %	61,67	78,56	87,10	83,16	75,79	69,90	44,85

Таблица 2 — Влияние концентрации серной кислоты на выход по току сульфида меди (II). D_к = 700 А/м², Na₂SO₃ — 6,61 г/л, t — 60 °С, τ — 27 мин

Концентрация H ₂ SO ₄ , г/л	50	100	150	200	250	300	400
Выход по току CuS, %	73,44	87,10	84,62	81,91	78,53	72,73	68,48

Таблица 3 — Влияние концентрации сульфита натрия на выход по току CuS. D_к = 700 А/м², H₂SO₄ — 100 г/л, t — 60 °С, τ — 27 мин

Концентрация Na ₂ SO ₃ , г/л	1,65	2,20	3,30	4,95	6,61	8,25	9,91
Выход по току CuS, %	34,59	59,38	74,82	81,15	84,62	80,06	77,26

Повышение выхода по току с ростом температуры (таблица 4) обусловлено улучшением продвижения разряжающихся сульфит-ионов и ионов меди к катоду в результате увеличения скорости диффузии. Кроме того, значительно облегчается процесс твердофазного разряда частиц CuO.

Таблица 4 — Влияние температуры электролита на выход по току сульфида меди (II). D_к = 700 А/м², H₂SO₄ — 100 г/л, Na₂SO₃ — 6,61 г/л, τ — 27 мин

Температура, °С	25	30	40	50	60	70	80
Выход по току CuS, %	78,65	80,21	82,07	84,11	84,62	83,48	81,97

С увеличением продолжительности электролиза (таблица 5) в интервале 10–40 мин выход по току повышается с 41,67 до 84,62 %. Дальнейшее продолжение электролиза сопровождается понижением показателей выхода по току, чему свидетельствует окончание процесса восстановления, то есть исчерпание запаса CuO и усиление побочного процесса выделения водорода.

Таблица 5 — Влияние продолжительности электролиза на выход по току CuS. D_к = 700 А/м², H₂SO₄ — 100 г/л, Na₂SO₃ — 6,61 г/л, t — 60 °С

Время электролиза, мин	9,0	18,0	27,0	31,5	36,0	40,5	45,0
Выход по току CuS, %	41,67	68,68	84,62	84,62	82,43	79,53	75,15

В оптимальных условиях электролиза (D_к = 700 А/м², H₂SO₄ — 100 г/л, Na₂SO₃ — 6,61 г/л, t — 60 °С, τ

— 30 мин) выход по току сульфида меди (II) достигает максимального значения 84,62 %.

Установлено, что материал электрода оказывает влияние на процесс восстановления CuS. На катодных поляризационных кривых (рисунок 2), снятых на медном и титановом электродах, наблюдаются две волны при потенциалах ~ +0,4 и 0,0 В. Первая волна соответствует восстановлению ионов Cu²⁺, частично образующихся при погружении электрода с навеской в раствор H₂SO₄:

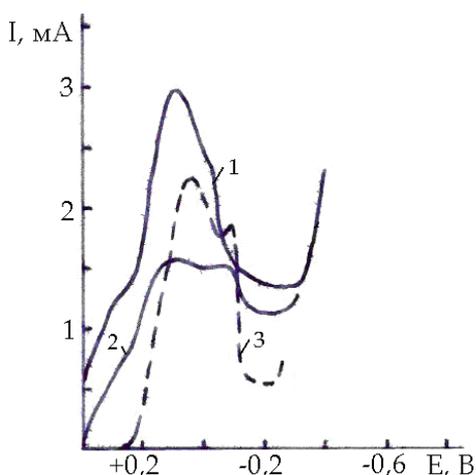
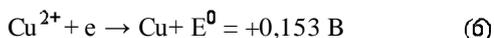
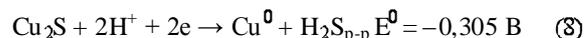


Рисунок 2 — Катодные поляризационные кривые CuS на твердых электродах в растворе серной кислоты, 100 г/л: 1 — медь; 2 — титан; 3 — нержавеющая сталь

Далее следует прямой электронный разряд частиц CuS с образованием Cu₂S:



Вторая волна соответствует восстановлению Cu₂S по реакции:



На вольтамперной кривой электрода из нержавеющей стали (рисунок 2, кривая 3) заметная волна восстановления ионов Cu²⁺ отсутствует из-за реакции цементации между ионами двухвалентной меди и поверхностью стального электрода, поэтому наблюдаются лишь волны стадийного восстановления CuS до Cu⁰ через образование Cu₂S. С увеличением концентрации серной кислоты скорость катодной реакции восстановления сульфида меди (II) возрастает и рассчитанное значение порядка реакции составляет 0,80.

Таким образом, установлено, что катодное восстановление CuO в сернокислых растворах протекает по электронному механизму до элементной меди. Показана возможность получения сульфида меди (II) катодным восстановлением оксида двухвалентной меди в сернокислой среде в присутствии сульфидизатора — сульфита натрия. В оптимальных условиях выход по току составляет 84,62 %. Изучено влияние материала электрода, концентрации серной кислоты и скорости развертки потенциала на процесс восстановления CuO и CuS.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. А.с. 1643593 СССР. Металлоплакирующая смазка / А.С. Кужаров; опубл. 1991. Б.И. № 15.
2. Баяшова А.К., Баяшов А., Угорец М.З., Букетов Е.А. Катодная поляризация дисперсного селена в растворах гидроокиси натрия на твердых электродах // Журн. прикл. хим. 1980. № 9. С. 2122-2124.
3. Даушева М.Р., Сонгина О.А. Поведение суспензий труднорастворимых веществ на электродах // Успехи химии. Т. XLII. Вып. 2. 1973. С. 323-342.
4. Букетов Е.А., Угорец М.З. Гидрохимическое окисление халькогенов и халькогенидов. Алма-Ата: Наука, 1975. 326 с.
5. Самсонов Г.В., Дроздова С.В. Сульфиды. М.: Metallургия, 1972.
6. Пол. решение на выдачу предпатента по заявке № 2006/0159.1 от 06.04.2007. № 12-2/И256. Способ получения сульфида двухвалентной меди / М.М. Доспаев, В.П. Малышев, И.В. Фигуринене, К.С. Ибишев, Л.А. Иванская.

УДК 669.867(575.2)(04)

В.П. МАКАРОВ
К.Р. КУРБАНОВ

Азотирование тонкодисперсных порошков и методика определения удельной поверхности кремния

Метод получения керамики на основе реакционно-связанного нитрида кремния (РСНК) заключается в азотировании тонкодисперсных отформованных различными способами порошков кремния газообразным азотом при температурах до 1723-1773 К, в процессе которого кремний превращается в нитрид кремния. Изделия из РСНК получают непосредственно в виде готовой продукции, поэтому свойства керамики, получаемые в образцах, должны реализоваться в изделиях в процессе их изготовления. Изделия не требуют дополнительной механической обработки, в ряде случаев необходима лишь шлифовка поверхности или доведение ее до

необходимого размера. Отсутствие усадки или увеличения размеров в процессе синтеза при такой технологии происходит благодаря увеличению объема материала за счет образования нитрида кремния из керамики при заполнении объема внутренних пор заготовки. Практически во всей зарубежной литературе сведения о методах формирования и формирования носят общий характер.

Сообщается, как правило, что изделия из кремния получены методом шликерного литья, инъекционного прессования, заливки под давлением, сухого брикетирования или плазменного напыления. Из анализа литературных данных следует, что наиболее

целесообразным считается шликерное литье, которому отводится первое место [1-4].

Химическое взаимодействие азота с компактным порошком кремния имеет ряд особенностей и в значительной степени зависит от многих факторов, способствующих процессу получения керамики. На скорость реакции, микроструктуру и свойства керамики оказывают влияние дисперсность порошка кремния, плотность исходной заготовки, присутствие примесей в порошке кремния, в том числе и Si_2O_3 , находящейся на поверхности зерен кремния. Согласно полученным экспериментальным данным, дисперсность порошка кремния варьирует в пределах 2 мкм. Размер частиц определяли по удельной поверхности измельченного порошка анализатором дисперсности порошков АДП-2. Для определения удельной поверхности материалов приняты следующие условные обозначения:

A, B, C — массовое содержание компонентов в смеси дисперсных материалов различной плотности (в долях единицы);

d — наиболее вероятный диаметр частиц, мкм;

k — коэффициент пропорциональности, см^3 , $k = 3.33$;

K — константа прибора (указывается в паспорте), $\text{г}^{0.5} \cdot \text{см}^{-2} \cdot \text{с}^{-1}$, $K = 21,3$;

M — величина, зависящая от температуры воздуха и высоты слоя навески, которая берется из таблицы, $\text{г}^{0.5} \cdot \text{см}^{-4} \cdot \text{с}^{-0.5}$;

h_1 — расчетная высота слоя материала, по которой определяется M , в случае увеличенной или уменьшенной навески, см;

h — высота слоя материала, полученная из опыта, см;

m — масса навески порошка, г;

n — коэффициент, характеризующий насыпную плотность и дисперсность материала;

S — удельная поверхность дисперсного материала (порошка), $\text{см}^2 \cdot \text{г}^{-1}$;

T — время изменения давления в заданных пределах шкалы манометра, с;

t — температура окружающей среды, °C;

p — плотность среды.

Определение удельной поверхности порошков с помощью анализатора АДП-2 основано на зависимости величины удельной поверхности от скорости фильтрации воздуха через слой дисперсного материала и параметров слоя.

Анализатор должен быть установлен в закрытом сухом безветренном помещении на горизонтальном устойчивом столе. Если перед началом работы прибор находился в помещении с другой температурой, то дать ему отстояться не менее 2 часов, чтобы все его детали приняли температуру окружающей среды.

Перед работой в манометр заливается дистиллированная вода, подкрашенная красителем. Уровень жидкости устанавливают строго по риску шкалы с отметкой «0». В дальнейшем необходимо регулярно проверять соблюдение этого условия, так как незначительное отклонение от нуля вызывает значительную погрешность.

Для работы необходимо подготовить два кружка фильтровальной бумаги диаметром 25 мм, которые опускаются на дно кюветы, и измеряют высоту кюветы штангенциркулем, вставляя его ножки в специальные пазы на торцах кюветы. После этого порошок кремния готовят для исследования по следующей схеме:

1) высушивают в сушильном шкафу при температуре 105-110 °C до постоянной массы в течение 0,5 часа;

2) охлаждают в эксикаторе до комнатной температуры;

3) навеску порошка взвешивают на лабораторных весах ВЛТК-500 с точностью до 0,1 г.

Величина навески определяется по соотношению:

$$m = k \cdot n \cdot p. \quad (1)$$

Для большинства высокодисперсных порошков $n = 1$, для грубодисперсных материалов — больше единицы; для порошка кремния рекомендуется принимать $n = 3$, тогда k изменяется от 0,5 до 0,8.

Рекомендуемое значение k в нашем случае равно 0,5. В тех случаях, когда определению подлежит смесь материалов различной плотности, величина навески определяется по формуле:

$$m = k \cdot n : (A / p + B / p + C / p). \quad (2)$$

Измерение удельной поверхности проводили в следующей последовательности:

1. На дно кюветы кладут кружок фильтровальной бумаги и на него аккуратно высыпается навеска порошка.

2. Легким постукиванием разравнивается слой порошка, накрывается вторым кружком фильтровальной бумаги, уплотняется порошок нажатием рукой на плунжер.

3. Измеряется кювета с порошком штангенциркулем, который вставляется в пазы на торцах кюветы. Результат записывается в журнал.

Из полученного результата вычисляется высота пустой кюветы.

Примечание: полученное значение высоты слоя порошка используется в последующих расчетах.

Извлекается плунжер из кюветы. Плавно отпускается резиновая груша, поднимая жидкость в трубке манометра на 1-1,5 см выше отметки 1 или 3 шкалы в зависимости от режима работы.

Закрывается кран и с помощью секундомера измеряется время T прохождения мениска между двумя отметками шкалы. При быстром (менее 5-6 с) опускании столба жидкости между рисками 1-2 замер следует проводить между рисками 3-4 или увеличить навеску.

Величина удельной поверхности рассчитывается по формуле:

$$S = K \sqrt{n} \cdot M \sqrt{T/m}. \quad (3)$$

Константа $K = 21,3$ указывается в паспорте прибора, а величина M , зависящая от температуры воздуха

(определяется по термометру прибора) и высоты слоя навески, находится по таблице 1.

Таблица 1 — Определение величины M , зависящей от температуры воздуха и слоя навески

t , °C	Слой, см								
	11	13	15	17	19	21	23	25	30
1,50	619	618	616	614	613	611	609	607	603
1,52	635	634	632	630	628	626	625	623	618
1,54	649	648	646	644	642	640	639	637	633
1,56	663	662	660	658	656	657	653	650	646
1,58	677	676	674	672	670	668	666	664	659
1,60	691	690	688	686	684	682	680	678	672
1,62	704	703	701	699	697	695	693	691	686
1,64	719	718	715	713	711	709	707	705	700
1,66	731	730	728	726	724	722	720	718	713
1,68	745	744	741	739	737	735	733	731	725
1,70	759	757	755	753	751	749	747	745	740
1,72	773	771	769	767	765	763	761	759	754
1,74	785	783	781	779	777	775	773	771	766
1,76	798	796	794	792	790	788	786	783	770
1,78	812	810	808	806	804	802	800	797	792
1,80	825	823	821	819	817	815	813	810	805
1,82	837	835	833	831	829	827	825	822	816
1,84	849	847	845	843	841	839	837	834	829

1,86	861	859	857	855	852	849	847	845	840
1,88	873	871	869	867	864	861	859	857	851
1,90	885	883	881	879	876	873	871	869	863
1,92	899	897	895	893	891	888	886	883	877
1,94	911	909	907	905	902	900	897	895	890
1,96	923	921	919	917	914	911	909	907	901
1,98	936	934	932	930	927	924	922	920	914
2,00	949	947	945	949	939	936	934	932	925
2,10	1012	1010	1005	1002	999	996	993	991	985
2,20	1069	1067	1063	1059	1056	1055	1053	1050	1039
2,30	1123	1121	1117	1114	1111	1106	1105	1102	1092
2,40	1178	1176	1172	1168	1164	1160	1157	1154	1144
2,50	1230	1228	1224	1221	1217	1213	1209	1206	1196
2,60	1283	1280	1276	1272	1268	1264	1260	1257	1246
2,70	1333	1330	1326	1328	1318	1314	1310	1308	1295
2,80	1385	1382	1376	1370	1366	1362	1358	1354	1342
2,90	1429	1426	1421	1417	1413	1409	1405	1401	1390

Если $n = 1$, то формула для определения S принимает вид:

$$S = K \cdot M \sqrt{T/m}. \quad (4)$$

Примечание: необходимо учитывать, что таблица составлена только для нормальной навески $m = 3,33$ г.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Основные направления исследований и разработок в области тонкой керамики в различных странах // Коге Гидауцу. 1984. Т. 25. № 9. С. 43-48.
2. Янагина Х. Тенденции производства тонкой керамики в будущем // Коге Гидауцу. 1984. Т. 25. № 9. С. 1-2.
3. Szweda A., Hendrey A., Jock K.H. The preparation of silicon nitride from silica by sol-gel processing // Proc. Brit. Ceram. Soc. 1981. № 31. P. 107-118.
4. Krouse J.K. Revolution in Ceramic Decaise // Machine Design. 1978. V. 50. № 18. P. 94-99.

УДК 621.923

А.Н. ТЮРИН

Напряжения в мостиках связки абразивного инструмента

В работах [1, 3] рассматриваются теоретические аспекты энергии разрушения абразивного инструмента. В данной статье ставится задача определения энергии удержания связкой отдельных абразивных зерен, выступающих над связкой абразивного инструмента.

На глубину врезания абразивных зерен в обрабатываемую поверхность, при которой они выпадают из связки инструмента, оказывают влияние два фактора — прочность удержания зерен в связке инструмента и сила резания.

Рассмотрим фрагмент сечения поверхностного слоя абразивного бруска (рисунок 1). Абразивные зерна расположены по принципу максимальной упаковки. Между абразивными зернами расположена связка. Так как объем связки в абразивном инструменте обычно меньше объема свободного пространства между зернами, то между частичками

связки расположены поры. Поэтому абразивные зерна связаны между собой мостиками связки.

Абразивные зерна, расположенные внутри массы инструмента, могут иметь связи со всеми окружающими его соседними зернами. Таким образом, вокруг этих зерен может располагаться четырнадцать мостиков связки. Значения фактического размера зерен и число электрокорундовых зерен в 1 г абразивного порошка взято по данным работы [2]. Так как вес зерен в 1 г порошка равен объему зерна, умноженному на число зерен и плотность материала зерен, то сред-

ний размер абразивных зерен подсчитывался по формуле:

$$d_o = \sqrt[3]{\frac{6}{\pi \cdot z_g \cdot \zeta}}, \quad (1)$$

где ζ — плотность материала зерен, г/мм³.

Для удобства практического использования выражение (1) аппроксимировалось зависимостью:

$$d_o = 0,01156 \cdot Nz, \quad (2)$$

где Nz — номер зернистости по ГОСТ 3647-59.

Среднестатистическое значение длины мостиков связки зависит от среднего расстояния между поверхностями абразивных зерен.

$$l_s = \sqrt[3]{\frac{4}{3 \cdot z_o}} - d_o, \quad (3)$$

где z_o — число абразивных зерен в единице объема абразивного инструмента, шт./мм³;

d_o — средний размер абразивных зерен, мм.

Определим число зерен в единице объема абразивного инструмента. Объем зерен, находящихся в единице объема инструмента, равен:

$$v_z = \frac{\pi \cdot d_o^3}{6} \cdot z_o, \quad (4)$$

где v_z — доля зерен в единице объема инструмента.

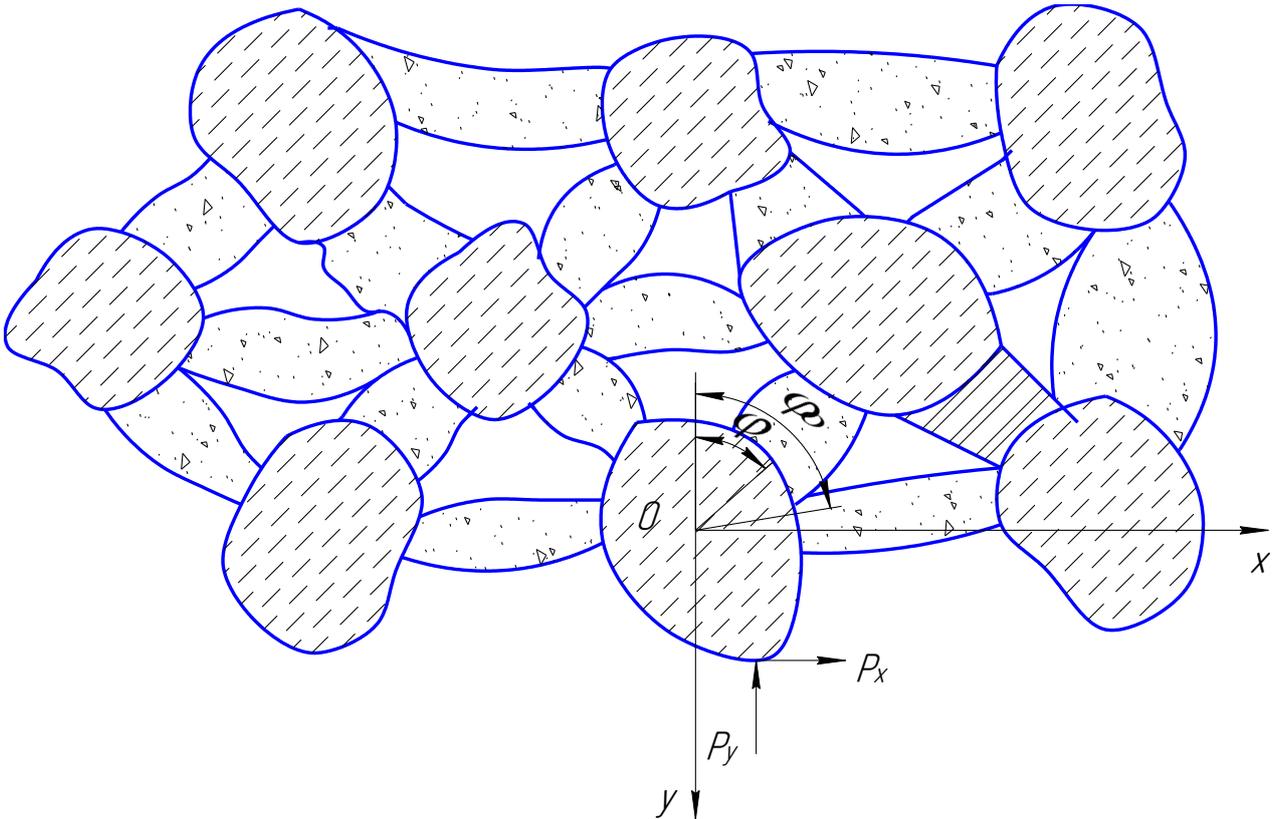


Рисунок 1 — Поперечное сечение абразивного бруска

Из равенства (4) определим:

$$z_o = \frac{6 \cdot v_z}{\pi \cdot d_o^3} = \frac{K_z}{d_o^3}, \quad (5)$$

где

$$K_z = \frac{6 \cdot v_z}{\pi}. \quad (6)$$

Максимальное количество зерен в единице объема получается при их плотной упаковке в насыпном виде. Следовательно максимальное значение данного коэффициента равно $K_z = 1,33$.

Подставив выражение (5) и (6) в равенство (3), найдем:

$$l_s = K_l \cdot d_o, \quad (7)$$

где

$$K_l = \sqrt[3]{\frac{4}{3 \cdot K_z}} - 1. \quad (8)$$

Значение площади поперечного сечения мостиков связки найдем по формуле

$$F_m = \frac{v_s}{l_s \cdot z_o \cdot v_s + v_p} = \frac{\pi \cdot v_s \cdot d_o^2 \cdot p_m}{5,322 \cdot v_z^{2/3} \cdot v_s + v_p \cdot 1 - 1,127 \cdot \sqrt[3]{v_z}}, \quad (9)$$

где F_m — средняя площадь поперечного сечения мостика связки, мм²;

v_s — доля связки в объеме инструмента;

v_p — доля пор в объеме инструмента.

В качестве расчетной примем следующую модель распределения связки. Пусть зерно контактирует с уровнем связки на глубине h_s и образует контурную площадь контакта F_{sh} . Тогда в зависимости от наличия в материале абразивного инструмента связки и пор

фактическая площадь контакта зерна со связкой будет равна:

$$F_{sf} = F_{sh} \cdot \sqrt{\frac{v_s^2}{v_s + v_p}} \quad (10)$$

где F_{sh} — контурная площадь контакта зерна со связкой, мм²;

F_{sf} — фактическая площадь контакта зерна со связкой, мм².

Контурная площадь контакта зерна с уровнем связки равна:

$$F_{sh} = \pi \cdot d_h \cdot h_s, \quad (11)$$

где h_s — глубина погружения зерна за уровень связки, мм;

d_h — диаметр абразивного зерна, вершина которого находится на уровне h от уровня связки абразивного инструмента, мм.

Тогда из выражения (10)

$$F_{sf} = \pi \cdot d_h \cdot h_s \cdot \sqrt{\frac{v_s^2}{v_s + v_p}} \quad (12)$$

Рассматриваемая в данной работе методика расчета прочности удержания зерна связкой исходит из того, что фактические пятна контакта распределены равномерно вдоль контурной площадки контакта, число их случайно и абразивное зерно воздействует на них под действием внешней нагрузки как на отдельные мостики связки длиной l_s (7).

Для более наглядного представления взаимодействия зерна и связки при комбинированной нагрузке выделим на поверхности абразивного инструмента единичное зерно (рисунок 2). На зерно действуют нормальная P_y и тангенциальная P_z внешние нагрузки. Предположим, что под действием нагрузки P_y зерно вдавилось в связку на величину δ_o и на контурной площадке контакта F_{sk} зерна и связки возникло m пятен контакта. Величина деформации мостика связки в этой точке равна:

$$\delta_M = \delta_o \cdot \cos \varphi, \quad (13)$$

где δ_o — глубина вдавливания зерна в поверхность связки (мм) под действием нормальной силы P_y , Н;

φ — центральный угол расположения точки M , рад.;

d_h — диаметр зерна, мм;

P_M — вероятность расположения площадки в т. M .

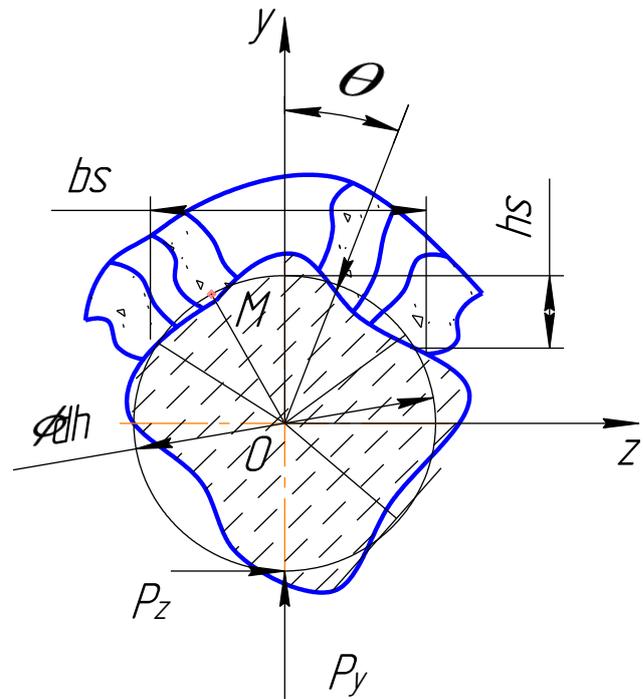


Рисунок 2 — Единичное зерно на поверхности абразивного инструмента

С другой стороны, на основе законов теории упругости упругая деформация мостика связки равна:

$$\delta_M = \frac{P_i \cdot l_s}{E_s \cdot F_i}, \quad (14)$$

где P_i — нормальная сила воздействия зерна на мостик связки Н, расположенный в т. M ;

l_s — средневероятная длина мостика связки, мм;

F_i — средневероятное значение площади поперечного сечения мостика связки, мм²;

E_s — модуль упругости связки, МПа.

Решая совместно равенства (13) и (14), определим:

$$P_i = \frac{E_s \cdot F_i}{l_s} \cdot \delta_o \cdot \cos \theta. \quad (15)$$

Из равенства (15) видно, что сила воздействия зерна на мостики связки неравномерна. В центре площадки контакта она максимальна и равна:

$$P_{im} = \frac{E_s \cdot F_i}{l_s} \cdot \delta_o, \quad (16)$$

по краю площадки она минимальна.

Так как напряжение в мостике связки равно отношению действующей на него силы к площади поперечного сечения, то из равенства (15) определим напряжения в мостике связки:

$$\sigma_i = \frac{E_s}{l_s} \cdot \delta_o \cdot \cos \theta. \quad (17)$$

Максимальное напряжение получается в центре площадки:

$$\sigma_{im} = \frac{E_s}{l_s} \cdot \delta_o. \quad (18)$$

При расчете эпюры контактных напряжений по рассмотренной выше методике максимальные значения контактных напряжений находятся в центре площадки контакта, и характер эпюры контактных напряжений существенно зависит от размера площадки.

Поэтому в дальнейшем для расчета прочности удержания зерна связкой примем зависимость (17).

Так как на площадке контакта, как было обусловлено ранее, находится m мостиков связки, то среднее значение силы, действующей вдоль оси OY от всех мостиков связки, равно внешней нагрузке на зерно P_y и определяется равенством:

$$P_y = \frac{E_s \cdot F_i}{l_s} \cdot m \cdot \delta_o \cdot \left(1 - \frac{2 \cdot h_s}{d_h} + \frac{4 \cdot h_s^2}{3 \cdot d_h^2} \right). \quad (19)$$

Из равенства (19) находим величину деформации мостиков связки в центре площадки контакта и энергию деформации мостиков связки:

$$\delta_o = \frac{l_s \cdot P_y}{E_s \cdot F_i \cdot m} \cdot \frac{1}{1 - \frac{2 \cdot h_s}{d_h} + \frac{4 \cdot h_s^2}{3 \cdot d_h^2}}; \quad (20)$$

$$U_{sy} = \frac{1}{2} \cdot P_y \cdot \delta_o = \frac{l_s \cdot P_y^2}{2 \cdot E_s \cdot F_i \cdot m} \cdot \frac{1}{1 - \frac{2 \cdot h_s}{d_h} + \frac{4 \cdot h_s^2}{3 \cdot d_h^2}}.$$

Подставив это значение деформации в равенство (17), получим

$$\sigma_z = \frac{P_y}{F_i \cdot m} \cdot \frac{\sqrt{1 - 4 \cdot \frac{z^2}{d_h^2}}}{1 - \frac{2 \cdot h_s}{d_h} + \frac{4 \cdot h_s^2}{3 \cdot d_h^2}}. \quad (21)$$

Из равенства (21) при $z=0$ получаем значения максимальных напряжений, а при $z=0,5 \cdot b_s$ — напряжения по краю площадки контакта, равные:

$$\sigma_m = \frac{P_y}{F_i \cdot m} \cdot \frac{1}{1 - \frac{2 \cdot h_s}{d_h} + \frac{4 \cdot h_s^2}{3 \cdot d_h^2}}; \quad (22)$$

$$\sigma_k = \frac{P_y}{F_i \cdot m} \cdot \frac{\left(1 - \frac{2 \cdot h_s}{d_h} \right)}{1 - \frac{2 \cdot h_s}{d_h} + \frac{4 \cdot h_s^2}{3 \cdot d_h^2}}.$$

Выводы

Проведенные расчеты показали, что значения напряжений в мостиках связки существенно зависят от числа мостиков связки, расположенных на контурной площадке контакта, и предлагаемая методика расчета напряжений наиболее полно учитывает параметры технологического процесса абразивной обработки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Королев А.В. Исследование процессов образования поверхностей инструмента и детали при абразивной обработке. Саратов: Сарат. гос. техн. ун-т, 1975. 192 с.
2. Ипполитов Г.М. Абразивно-алмазная обработка. М.: Машиностроение, 1969.
3. Чистяков А.М. Ресурсосберегающие технологии подшипникового производства с управляемыми параметрами технологической энергии. Саратов: Сарат. гос. техн. ун-т, 1998. 208 с.

УДК 621.9:658.512

Т.М. МЕНДЕБАЕВ
Т.Ю. НИКОНОВА

Взаимосвязь качественных характеристик поверхностного слоя отверстий с условиями их дорнования

Качественные показатели деталей после объемного дорнования во многом зависят от свойств и условий технологических процессов. Правильно спроектированный технологический процесс приводит в большинстве случаев к оптимальному сочетанию точности и качества обработки отверстий, что дает значительное уменьшение шероховатости, повышение твердости и износостойкости, образование в поверхностных слоях благоприятных сжимающих остаточных напряжений и, как результат, повышению эксплуатационных свойств детали в целом.

Процесс дорнования отверстий характеризуется наличием следующих показателей, факторов и величин, в той или иной степени влияющих на качество детали в целом: относительная толщина стенки заготовки m :

$$m = \frac{D}{d},$$

где D — наружный диаметр заготовки, мм;
 d — внутренний диаметр заготовки, мм;
угол заборного конуса инструмента α , °;
геометрия инструмента;
марка материала обрабатываемой заготовки;
марка материала инструмента; схема деформирования; суммарный натяг дорнования i , мм;
относительный натяг дорнования, определяющийся по следующей формуле:

$$\lambda = \frac{i}{d};$$

контактное давление p_k , МПа; истинное сопротивление пластической деформации σ_s , МПа; σ_r , σ_t , σ_z — главное нормальное радиальное, тангенсальное и осевое напряжения, МПа; ε_t , σ_t — интенсивность деформаций и напряжений в очаге

пластической деформации; h — величина наклепа, мм; предварительная обработка отверстия; силы трения, возникающие от приложения нагрузки, кН; усилие дорнования P , кН; скорость дорнования, V , м/мин; смазка в процессе дорнования.

Все вышеперечисленные характеристики можно условно объединить в 4 основные группы и рассмотреть их влияние на процесс дорнования в целом.

Первая группа — физико-механические показатели, включающие в себя марку материала инструмента и заготовки, также к данной группе можно отнести значение физических констант: μ — коэффициент трения; σ_s — истинное сопротивление пластической деформации; E — модуль упругости; D_m — модуль упрочнения, определяемый отдельно для каждого материала на основании диаграмм истинных напряжений; σ_{∂} — начальный предел упругости материала. Физико-механические свойства обрабатываемого материала оказывают значительное влияние на величину тягового усилия и остаточных напряжений, а также на характер и распределение деформаций. В области упруго-пластических деформаций сопротивление деформированию можно считать равным сумме предела упругости и некоторой величины напряжения, характеризующей дальнейшее упрочнение металла. С увеличением истинного сопротивления металла деформированию происходит и увеличение контактного давления, а значит, и повышение силы трения, и тягового усилия, что в свою очередь ведет к снижению остаточных деформаций. Таким образом, механические свойства обрабатываемого материала в значительной степени определяют технологические возможности процесса и эксплуатационные способности детали после дорнования.

Угол заборного конуса α , угол обратного конуса α_1 , ширина цилиндрической ленточки b , число дорнующих зубьев z — это геометрические показатели процесса дорнования, которые можно объединить во вторую группу. Анализ теоретических данных [1, 2, 3, 4] и экспериментальные исследования позволяют сделать следующие выводы:

- оптимальное значение угла заборного конуса лежит в пределах α от 3 до 8 градусов при дорновании заготовок из стали 45 многозубым дорном;

- уменьшение или увеличение значений угла заборного конуса приводит соответственно к возрастанию силы трения, «заклиниванию» металла в заборной части дорна и, как следствие, вызывает появление на обработанной поверхности дефектов в виде рисок, задиров. При увеличении значений угла заборного конуса происходит уже не радиальное сжатие металла, а срезание некоторого слоя с образованием стружки скалывания;

- ширину цилиндрической ленточки следует принимать из расчета [1]:

$$b = 0,35 \cdot d^{0,6},$$

где d — диаметр дорна по цилиндрической ленточке, мм;

- количество зубьев следует принимать равным от 4 до 12, включая три последних зуба, которые будут являться калибрующими.

Третья группа — прочностные показатели, определяющие физику процесса как до взаимодействия инструмента с деталью, так и во время прошивания отверстия. От правильного выбора и учета данной группы показателей будет напрямую зависеть результат обработки поверхности. Расчет, проектирование и моделирование всего процесса объемного дорнования начинается именно с анализа и назначения данной группы показателей. К ним относятся: схема деформирования, относительная толщина стенки m , величина относительного и суммарного натягов i и λ , величина контактного давления p_k , главные нормальные радиальное, тангенсальное и осевое напряжения σ_r , σ_t , σ_z , интенсивности деформаций и напряжений в очаге пластической деформации ε_l , σ_l , величина наклепанного слоя h .

К четвертой технологической группе показателей относятся предварительная обработка отверстия, скорость дорнования, сила трения, возникающая в процессе контакта инструмента и заготовки, усилие дорнования, смазка в процессе обработки.

Для удобства анализа, возможности влияния и моделирования всего процесса дорнования отверстий необходимо установить взаимосвязь качественных характеристик и эксплуатационных свойств, предъявляемых к обработке внутреннего отверстия гидроцилиндра с основными показателями процесса (таблица 1).

Учитывая вышеизложенное, можно сделать вывод: дорнование отверстий с учетом всех его характерных особенностей является сложным процессом для моделирования и извне практически невозможно непосредственно повлиять на него и на качество поверхностного слоя. В статье впервые приводится классификация показателей, отображающих непосредственное, косвенное влияния на основные качественные и эксплуатационные характеристики деталей после процесса объемного дорнования или отсутствие такового, что, в свою очередь, дает возможность для более детального изучения процесса с целью экспериментального планирования, математического моделирования с учетом краевых задач.

Таблица 1 — Взаимосвязь качественных и эксплуатационных характеристик с основными показателями процесса дорнования отверстий

Наименование группы показателей	Свойства поверхностного слоя					
	качественные			эксплуатационные		
	шероховатость R_z , мкм	твердость, НВ	точность обработки	износостойкость	величина остаточных напряжений	величина наклепа h
Физико-механические показатели:						

- материал заготовки;	*	*	0	*	*	0
- марка инструмента;	*	*	0	*	0	0
- коэффициент трения;	-	-	0	+	+	+
- истинное сопротивление деформации;	+	0	0	+	+	-
- модуль упругости;	0	0	0	*	+	0
- модуль упрочнения;	+	0	0	+	+	-
- начальный предел упругости материала	0	0	0	+	+	-
Геометрические показатели:						
- угол заборного конуса α ;	*	0	*	*	*	+
- угол обратного конуса α_1 ;	0	0	+	0	0	-
- ширина цилиндрической ленточки b ;	+	0	+	+	*	+
- число дорнующих зубьев z	*	+	*	+	*	0
Прочностные показатели:						
- схема деформирования;	*	0	*	0	*	0
- относительная толщина стенки m ;	0	0	*	0	*	0
- величина относительного и суммарного натягов i и λ ;	*	0	-	0	*	*
- величина контактного давления p_k ;	*	*	*	*	*	*
- интенсивности деформаций и напряжений ε_I, σ_I ;	*	0	0	-	*	*
Технологические показатели:						
- предварительная обработка отверстия;	*	*	*	*	*	*
- скорость дорнования;	+	0	0	0	0	0
- сила трения;	+	*	0	+	*	+
- усилие дорнования;	*	0	*	*	*	*
- смазка в процессе обработки	*	*	*	*	*	*

0 — практически не влияет; * — оказывает основное влияние; - — при уменьшении показателя свойство улучшается; + — при увеличении — ухудшается.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Проскуряков Ю.Г. и др. Объемное дорнование отверстий. М.: Машиностроение, 1984. 224 с.
2. Проскуряков Ю.Г. Технология упрочняюще-калибрующей и формообразующей обработки металлов. М.: Машиностроение, 1971. 207 с.
3. Проскуряков Ю.Г. Дорнование отверстий. М.: Машиностроение, 1961. 192 с.
4. Качество поверхности, обработанной деформирующим протягиванием / А.М. Розенберг, О.А. Розенберг, Э.И. Грищенко, Э.К. Посвятенко. Киев: Наук. думка, 1977. 187 с.

УДК 621.658

К.Т. ШЕРОВ

Выбор оптимальной схемы расположения предельных отклонений размеров функционально связанных плоскостей прилегания

В машинах, в узлах станков, приборов, технологической оснастки и в других конструкциях весьма часто возникают задачи обеспечения прилегания одновременно по нескольким плоскостям, расположенным относительно друг друга параллельно либо под некоторыми углами.

Прилегание плоскостей в условиях производства обеспечиваются несколькими известными способами [1, 2]. В тех случаях, когда необходимо обеспечить высокую точность прилегания, применяют слесарную операцию — ручное шабрение. Ручное шабрение — весьма трудоёмкий процесс, занимающий время от нескольких часов до нескольких смен работы.

Трудоёмкость операций шабрения в основном зависит от величины снимаемого припуска. В литературе информация по припускам под шабрение практически не описана. Каждое предприятие на основании своего опыта работы и некоторых данных по технологии обработки подобных соединений на родственных предприятиях самостоятельно задаёт припуски, а вместе с тем размеры и предельных отклонения между плоскостями прилегания.

В связи с отсутствием в литературе подробных данных по особенностям технологии обеспечения точности плоскостей прилегания были рассмотрены и даны некоторые рекомендации по выбору оптимальных схем расположения предельных отклонений размеров.

На рисунке 1 показана схема относительного расположения двух плоскостей прилегания и двух собираемых деталей. Для простоты изображения и описания этих деталей они показаны в упрощённом виде:

1 — первая деталь; 2 — вторая деталь; A — одна плоскость прилегания; B — другая плоскость прилегания; B_1 — ширина плоскости прилегания A ; B_2 — ширина плоскости прилегания B ; H — размер между плоскостями прилегания.

На рисунке 1 не показана длина плоскостей прилегания. В дальнейшем по тексту будут использованы обозначения длины плоскостей прилегания. Если ширина плоскостей прилегания одинакова, то использовано обозначение B . Если длина плоскости прилегания отличается, то приняты

следующие обозначения: $B_{1.1}$ и $B_{1.2}$ — для первой детали и $B_{2.1}$ и $B_{2.2}$ — для второй детали.

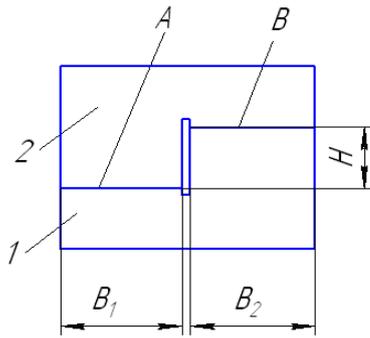


Рисунок 1 — Схема относительного положения двух совмещаемых поверхностей деталей после пригонки

На рисунке 2 показана схема расположения размеров и обозначения плоскостей прилегания деталей 1 и 2. Так, на рисунке 2 A_1 и B_1 обозначены плоскости прилегания детали 1 и A_2 и B_2 для детали 2. Размеры H_1 и H_2 — это размеры между плоскостями прилегания деталей 1 и 2.

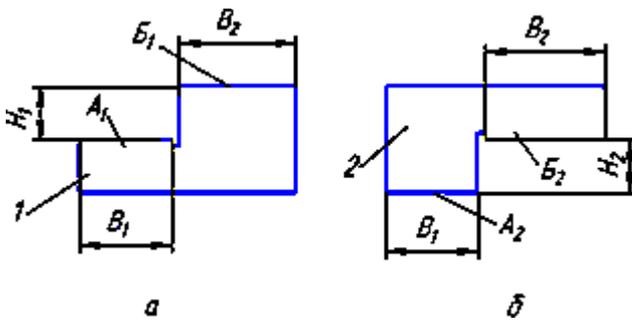


Рисунок 2 — Схема расположения размеров совмещаемых поверхностей деталей

При соединении деталей 1 и 2 можно рассматривать простейшую размерную цепь, состоящую из двух составляющих звеньев H_1 и H_2 и замыкающего звена, которую обозначим как $H_Σ$.

Если номинальные значения размеров H_1 и H_2 равны, то номинальное значение замыкающего звена $H_Σ$ будет равно нулю, а его предельные отклонения будут зависеть от величины предельных отклонений размеров H_1 и H_2 .

На рисунке 3 показаны схемы расположения предельных отклонений размеров H_1 и H_2 , а также четыре возможные схемы расположения предельных отклонений размеров. Эти схемы отличаются взаимным расположением предельных отклонений. Схем расположений может быть бесконечное множество. Выбранные схемы отвечают требованиям трёх видов посадок — подвижные, переходные и посадка с натягом.

Приведенный выбор условный и сделан только для более наглядного изложения предлагаемой нами методики выбора схем расположения предельных отклонений размеров. Схемы по подвижной посадке изображены в двух положениях. На рисунке 3а с «гарантированным зазором». На рисунке 3б — «нулевым» возможным зазором.

На рисунке 4 показаны четыре схемы относительного положения двух пар совмещаемых поверхностей деталей, размеры между плоскостями прилегания у которых имеют отклонения по четырём схемам (рисунок 3).

Если точность плоскостей прилегания обеспечивается слесарной операцией одной из соединяемых деталей — шабрением, то для четырёх схем соединения (рисунок 4) можно прийти к следующим выводам. При обеспечении точности шабрением плоскостей детали 1 имеем следующие варианты. По рисунку 4а и д точность необходимо обеспечивать шабрением по плоскости B_1 у всех деталей 1, т.к. $H_1 > H_2$. По рисунку 4б и е точность необходимо обеспечивать шабрением по плоскости B_1 у деталей 1, которых размер $H_1 > H_2$.

По рисунку 4в и ж точность необходимо обеспечивать шабрением по плоскостям либо A_1 , либо B_1 в зависимости от значений размеров H_1 и H_2 . По рисунку 4г и з точность необходимо обеспечивать шабрением по плоскости A_1 у всех деталей 1, т.к. $H_2 > H_1$.

Необходимо отметить, что если после механической обработки требования по точности прилегания контактирующих поверхностей не удовлетворяют по числу пятен контакта, то необходимо предусмотреть минимальный припуск на шабрение, после снятия

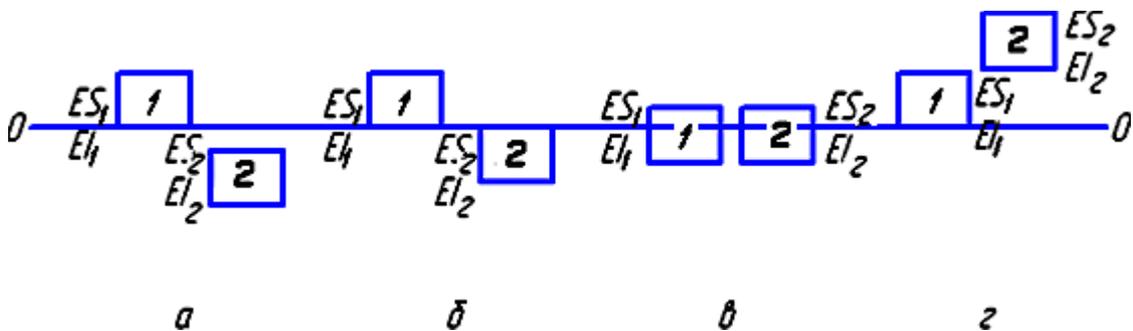


Рисунок 3 — Схема возможных расположений отклонений размеров до операции пригонки

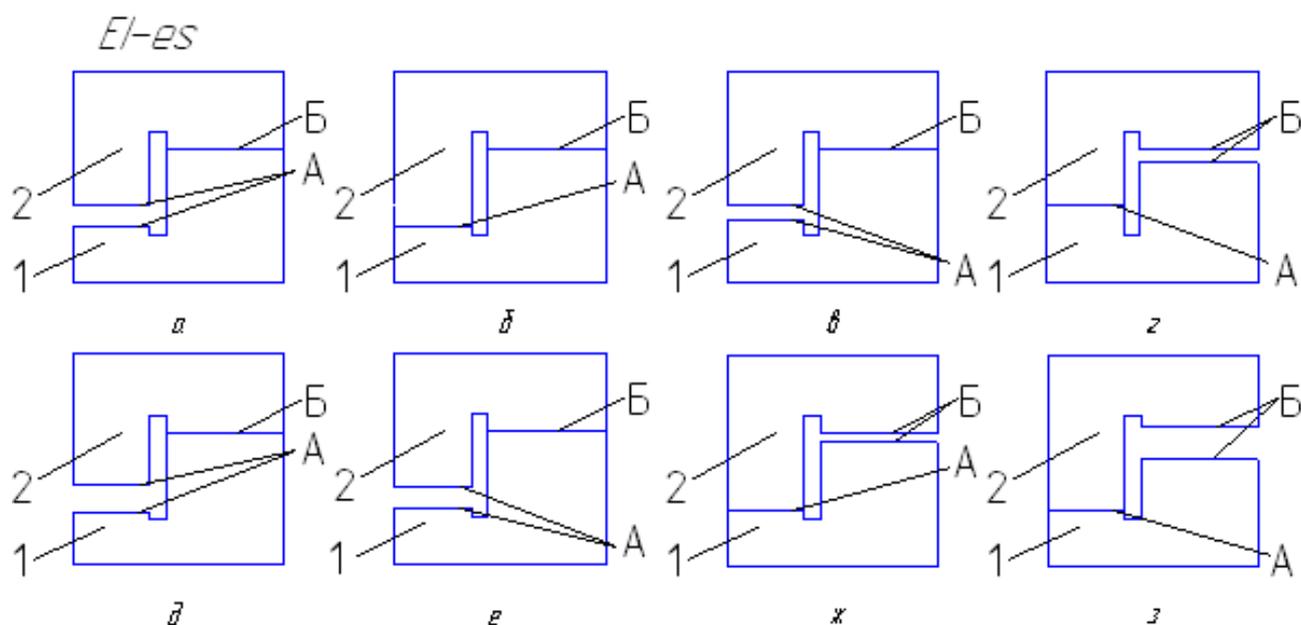


Рисунок 4 — Схема относительного положения двух совмещаемых поверхностей до операции пригонки в зависимости от значений предельных отклонений размеров

которого обеспечиваются требования по точности прилегания. Эту величину припуска можно обозначить как Z_{\min} , а его значение определить как величину, зависящую от величины шероховатости и макронеровности. Тогда для каждой из обрабатываемых поверхностей можно записать

$$Z_{\min} = R_z + \Delta, \quad (1)$$

где R_z — высота неровностей профиля;

Δ — отклонение формы поверхности.

Для пришабриваемых поверхностей двух деталей суммарную величину минимального припуска можно определить по формуле

$$Z_{\Sigma \min} = (R_{z1} + R_{z2}) + (\Delta_1 + \Delta_2). \quad (2)$$

В формуле (2) индексы 1 и 2 относятся к двум прилегаемым поверхностям каждой детали.

Для двух пришабриваемых поверхностей одной детали на размер H необходимо предусмотреть наибольшее значение из двух Z_{\min} .

Обеспечение точности прилегания, как правило, осуществляют либо шабрением обеих плоскостей, либо одной из плоскостей. В зависимости от этого величина снимаемого припуска будет меняться. В случае обеспечения точности прилегания путём шабрения плоскости одной из двух деталей величина максимального припуска определяется по формуле

$$Z_{\max} = (ES_1 - EI_2) + Z_{\min}. \quad (3)$$

В случае обеспечения точности прилегания путём шабрения плоскостей обеих из деталей величина мак-

симального припуска определяется по формуле

$$Z_{\max} = (ES_1 - EI_2) + Z_{\Sigma \min}. \quad (4)$$

Формулы (3) и (4) справедливы для положений предельных отклонений (рисунок 3а и 3б) и возможны для положений, показанных на рисунке 3в, когда $(ES_1 - EI_2) > (ES_2 - EI_1)$. В случае, когда положение предельных отклонений будет соответствовать рисунку 3г, в формулах (3) и (4) расчёта Z_{\max} вместо $(ES_1 - EI_2)$ необходимо записать $(ES_2 - EI_1)$.

Из рисунка 4 видно, что при одних и тех же значениях допусков, но при разных расположениях предельных отклонений размеров меняется величина припуска. Однако на трудоёмкость операции шабрения оказывает влияние не столько величина припуска, сколько объём снимаемого металла. Для определения объёма снимаемого металла необходимо рассматривать величину припуска, длину и ширину обрабатываемой поверхности. Поэтому можно записать

$$V_{\max} = Z_{\max} \times L \times B, \quad (5)$$

где V_{\max} — максимальный объём снимаемого металла при шабрении.

Из изложенного выше следует, что не может быть однозначного ответа на выбор схем расположения предельных отклонений размеров. Выбор оптимальной схемы расположения предельных отклонений размеров функционально связанных плоскостей прилегания необходимо осуществлять в зависимости от конкретной задачи, которая будет стоять перед конструкторами или технологами.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Якобсон М.О. Технология машиностроения. М.: Машиностроение, 1966. 475 с.
2. Мягков В.Д. Допуски и посадки: Справочник. Л.: Машиностроение, 1982. 2.1. 543 с.

УДК 665.52.061.5

С.Е. ДЮСЕМБАЕВА
Т.П. АШИХМИНА
С.Ш. АБДЫГАЛИМОВА
А.С. СУЛЕЙМЕНОВА
Л.Ф. ДЮСЕМБАЕВА

Перспектива внедрения ионообменных процессов. Анионообменная экстракция. Сообщение II

Экстракция элементов, присутствующих в водных растворах в виде кислородсодержащих анионов трех-, двух- и одноосновных кислот, представляет собой трудную, но практически важную задачу. Промывная серная кислота — основной источник получения рения в Казахстане (поликомпонентный кислый раствор, содержащий, г/л: Re ~ 0,5; Cu ~ 0,7; Fe ~ 0,2; Zn ~ 2; As ~ 3; ΣSe, Te ~ 1,5; H₂SO₄ ~ 200) — была использована в качестве примера для показа эффективности применения анионообменной экстракции. В связи с этим необходимо проанализировать поведение примесей при совместном присутствии в экстракционной системе.

Известно, что мышьяк в водных растворах может находиться в трех- и пентавалентной степени окисления [1]. Хорошо растворимыми в воде соединениями являются его оксиды. Введение в раствор серной кислоты приводит к значительному уменьшению растворимости триоксида мышьяка. Пентоксид мышьяка обладает высокой растворимостью не только в воде, но и в растворах серной кислоты. Триоксиду мышьяка в растворе соответствует гидрат As(OH)₃, ступенчатые константы кислотной диссоциации которого имеют значения:

$$K_1 = 4 \cdot 10^{-10}; \quad K_2 = 7 \cdot 10^{-13}; \quad K_3 = 4 \cdot 10^{-14};$$

преобладающей формой мышьяковистой кислоты в растворе является:

pH 0-9	pH 10-12	pH 13	pH 14
H ₃ AsO ₃	H ₂ AsO ₃ ⁻	HAsO ₃ ²⁻	AsO ₃ ³⁻

Мышьяку, находящемуся в растворе в степени окисления (v), отвечает мышьяковая кислота, кислотная функция у нее намного выраженнее, чем у мышьяковистой кислоты. Ступенчатые константы диссоциации H₃AsO₄ равны:

$$K_1 = 10^{-2,2}; \quad K_2 = 10^{-6,9}; \quad K_3 = 10^{-11,5};$$

преобладающей формой, в зависимости от pH, является:

pH 0-9	pH 3-6	pH 7-11	pH 12-14
H ₃ AsO ₄	H ₂ AsO ₄ ⁻	HAsO ₄ ²⁻	AsO ₄ ³⁻

Таким образом, в окислительной области потенциальными лигандами являются ионы H₂AsO₄⁻, сама мышьяковая кислота и следы мышьяковистой кислоты мышьяк (III) не образует стабильных оксианионов в изученных условиях. Нами изучено межфазное распределение мышьяка (v) в зависимости от содержания серной кислоты в водной фазе.

Растворы мышьяка (v) готовились растворением натрия мышьяковокислого в серной кислоте.

Изучение поведения мышьяка (v) при экстракции рения 10 % ТАА в керосине с добавлением октанола, который способствует предотвращению образования третьей фазы, проводили на синтетических растворах, содержащих 3 г/л мышьяка (v), что соответствует промышленному содержанию его в промывной кислоте. Концентрацию серной кислоты варьировали от 0 до 180 г/л. Соотношение органической и водной фаз О:В поддерживали 1:25, температуру 25 °С, контакт фаз — 3 минуты. Экстракцию проводили на механическом встряхивателе. С увеличением кислотности водного раствора возрастает распределение мышьяка (v) в органическую фазу. Так, при содержании 18,29 г/л серной кислоты в органической фазе обнаружено 1,8 % мышьяка (v) от исходного его содержания в растворе, при 121,3 г/л — 4,4 %, а при 176 г/л — 7,7 % мышьяка.

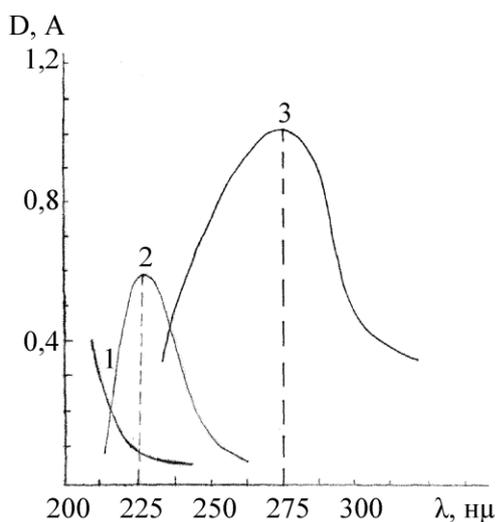
При экстракции As (v) триалкиламином высаливающее действие оказывает серная кислота: с увеличением концентрации кислоты в водной фазе возрастает распределение H₂AsO₄⁻ в органическую фазу до определенной кислотности серной кислоты. С увеличением кислотности водного раствора совместно с мышьяком экстрагируется лишь до 5 % серной кислоты в изучаемом интервале концентрации последней. Мышьяковая кислота в экстрактах является слабой, степень ее диссоциации по первой степени составляет ~2 %.

Поглощение света сернокислым раствором мышьяка (v) проводили на спектрофотометре «Спекорд» в диапазоне длин волн 200-1100 нм при 20 °С. Толщина кюветы — 10 мм. Спектр чистой серной кислоты представлен на рисунке 1-1. Спектр водного раствора (рисунок 1-2), содержащего 3 г/л мышьяка (v) в 150 г/л серной кислоты, имеет интенсивную полосу поглощения с максимумом при 210 нм. Происхождение этой полосы, относящейся к поглощению арсенат-иона, вероятно, обусловлено переносом заряда от атома кислорода к центральному атому мышьяка, так называемый *n-π*-переход. Положение максимума полосы поглощения сохраняется при 210 нм и в сильнокислых растворах, когда концентрация серной кислоты составляет 450 г/л. В УФ-спектре экстракта, полученного после извлечения мышьяка (v) из сернокислого раствора ТАА, наблюдается полоса поглощения арсенат-иона, смещенная в длинноволновую область (260 нм) (рисунок 1-3). Постоянство интенсивности полосы поглощения арсенат-иона в спектре экстракта и раствора позволяет предположить, что мышьяк (v)

переходит в органическую фазу в виде недиссоциированного мономерного комплекса.

Теперь рассмотрим систему, которая характеризуется тремя одновременно переходящими в органическую фазу потоками. Такой системой могут быть любые многокомпонентные, высокоминерализованные промышленные растворы и, в частности, промывная серная кислота. На рисунке 2 представлена зависимость степени извлечения анионных комплексов металлов и серной кислоты от концентрации последней. Концентрацию серной кислоты меняли от 0 до 450 г/л, концентрацию мышьяка и рения сохраняли на промышленном уровне — 3 и 0,5 г/л, соответственно. Соотношение О:В = 1:1, время контакта фаз — 3 мин, $t = 20\text{ }^\circ\text{C}$. Из рисунка 2 видно, как на практике экстракция аминами подтверждает теоретическое обоснование и расчеты ионных равновесий:

- в окислительной области потенциальными лигандами являются ионы H_2AsO_4^- и ReO_4^- : при малых концентрациях сильных кислот с ионизацией слабых кислот уже приходится считаться;



1 — 150 г/л H_2SO_4 ; 2 — 150 г/л H_2SO_4 + 3 г/л As (v);
3 — 150 г/л H_2SO_4 + 3 г/л As (v) + ТАА

Рисунок 1 — Электронные спектры поглощения

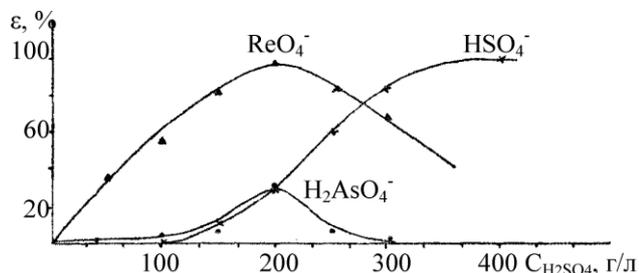


Рисунок 2 — Зависимость степени извлечения анионных комплексов от концентрации серной кислоты

- при обсуждении экстракции аминами следует провести четкую границу между двумя диапазонами кислотности: до определенной кислотности серной кислоты (200-250 г/л) растет извлечение других

анионных комплексов (в частности H_2AsO_4^- и ReO_4^-), далее сильная кислота практически количественно вытесняет слабую из аминных комплексов в органической фазе (образование кислых солей).

Однако влиянием мышьяка на распределение рения в органическую фазу нельзя пренебрегать. Так как технологические растворы всегда содержат ионы железа, ранее [2] нами было изучено поведение железа (III) с мышьяковой кислотой в присутствии различных количеств серной кислоты. Показано, что в сернокислых средах еще до формирования твердых фаз происходит взаимодействие между мышьяковой кислотой и ионами Fe^{3+} . В присутствии в сернокислом мышьяксодержащем растворе сильно гидролизованных компонентов, например, катионов Cu^{2+} и Ni^{2+} , активность воды в водной фазе уменьшается и, следовательно, должна возрастать активность мышьяковой кислоты и, как следствие, ее распределение в органическую фазу. И не случайно к наиболее вредным примесям, снижающим и коэффициент распределения рения, относится мышьяк (v), соэкстракция которого проходит уже при кислотности раствора 10 г/л. Для снижения соэкстракции мышьяка (v) необходима двустадийная промывка органической фазы слабым раствором серной кислоты.

Экстракция кислот основаниями формально может быть рассмотрена как анионный обмен. Если связать константу равновесия со свойствами растворов в каждой из фаз, то уравнение изотермы экстракции представлено как: $c^o = kc^o$, в котором индексы характеризуют фазы. Термодинамическая величина константы равновесия межфазного обмена определяется изменением свободной энергии в соответствии с уравнением — $\lg K = \Delta G/RT^o$. Последняя обусловлена затратой энергии на пересольватацию ионов при переходе из фазы в фазу и разностью энергий ассоциации ионов в органической фазе. По данным многих авторов и нашим расчетам константы диссоциации органических кислот и оснований невелики; значит, фактором, определяющим величину константы обмена, является, в основном, энергия пересольватации иона [3]. Учитывая сказанное, следует ожидать корреляции между значениями энергий гидратации аниона и константой экстракционного обмена: чем больше энергия гидратации, тем более энергетически затруднен переход аниона в органическую фазу. Для подтверждения сказанного в качестве примера рассчитаны константы обмена простых однозарядных анионов некоторых неорганических кислот. Значения энергий гидратации взяты из [4]. Зависимость констант обмена исследованных анионов от разности энергий гидратации этих ионов можно расположить в ряд:



$$\lg K_{обм.} : 3,08 < 4,93 < 5,05 < 6,62 < 7,33.$$

Как видно, наблюдается линейная корреляция, т.е. способность анионов извлекаться из водной фазы растет.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Жарменов А.А. Разработка физико-химических основ и способ извлечения и разделения солей переходных металлов из технологических растворов. Автореф. ... докт. техн. наук. Караганда, 1990.
2. Ашихмина Т.П. Разработка и освоение технологии очистки и регенерации отходов производств на основе гидролитического взаимодействия ионов меди(II) и железа(III) с анионами мышьяковой и хромовой кислот. Автореф. ... канд. техн. наук. Караганда, 2002. С. 26.
3. Шмидт В.С., Рыбаков К.А., Рубисов В.Н. Описание нового массива констант анионообменной экстракции с помощью ЛСЭ. ЖНХ, 1982. Т. 27. № 6. С. 1519-1522.
4. Измайлов Н.А. Электрохимия растворов. М.: Химия, 1966. 576 с.

УДК 621.9.02

Ю.Н. КЛИКУШИН
В.В. СОРОКИН

Методика и алгоритм автоматической классификации сигналов диагностики режущего инструмента

Опыт исследования эксплуатации режущего инструмента показывает, что в процессе обработки резанием в результате взаимодействия обрабатываемого материала с инструментальным, контактные площадки на передних и задних поверхностях инструмента изнашиваются. Износ контактных площадок инструмента происходит непрерывно, на протяжении всего процесса резания. Следовательно, актуальной задачей является решение проблемы по созданию автоматической системы диагностики с универсальной методикой и алгоритмом распознавания дефектов режущего инструмента.

При разработке интеллектуальных средств диагностики возникает необходимость в автоматическом разделении исходной группы сигналов на некоторое количество классов, объединяющих попавшие в них реализации по определенному качественному признаку, по дефектам режущего инструмента.

В данной работе описана методика и алгоритм автоматической классификации сигналов, основанной на теории идентификационных шкал.

Теория идентификационных шкал обосновывает возможность построения порядковых шкал как для распределений мгновенных значений (РМЗ) [2, 3] сигналов, так и для распределений их временных интервалов (РВИ) [4, 5].

Идентификационные шкалы (ИШ) с математической точки зрения отображают множество чисел, например, временной ряд наблюдений, объема N , в одно число — идентификационный параметр

(IdP), с присоединением к нему (посредством логического вывода) качественной характеристики в виде имени распределения (I).

Имена распределений и связанные с ними численные оценки идентификационных параметров образуют реляционную базу данных (БД). Управление такой БД состоит в пересортировке первоначального списка имен и их фильтрации. При упорядочивании чисел (IdP) автоматически ранжируются имена (I) и, соответственно, те свойства объекта или процесса, которые эти имена и числа представляют.

Таким образом, в ИШ происходит объединение технологии измерения и технологии БД для решения задач распознавания образов.

Предлагаемый алгоритм (рисунок 1) классификации сигналов использует идентификационные параметры, математические модели и физический смысл которых представлены в таблице 1.

На основе данных моделей был разработан виртуальный прибор (ВП), в котором исходный, непрерывный во времени сигнал $X(t)$ представляется после аналого-цифрового преобразования в виде дискретной выборочной реализации, объема N , и записывается в память компьютера.

Анализ сочетаний значений идентификационных параметров позволяет определить, по какому из 9-ти направлений ($P_1, P_2, P_3, P_4, C_1, C_2, C_3, R_1, R_2$) фильтруется данная запись. Каждое направление имеет свой собственный адрес. Адрес образуется путем перечисления единиц и нулей, соответствующих

Таблица 1 — Модели идентификационных параметров

№ п/п	Имя IdP	Обозн. IdP	Физический смысл IdP	Математическая модель
1	Виртуальный объем	NF	Измерение формы распределения мгновенных значений сигнала $X(t)$	$NF_1 = \frac{(X_{\max} - X_{\min})^2}{D}, \text{ где}$ $X_{\max} = \max\{X(t)\},$ $X_{\min} = \min\{X(t)\},$ $D = \frac{1}{N} \sum (X_i - X_0)^2 - \text{выборочная дисперсия}$ $(X_{\max} - X_{\min}) - \text{размах сигнала}$ $N - \text{объем выборки}$

2	Коэффициент вариабельности	$K-1$	Измерение среднего значения относительной скорости сигнала	$K_1 = \frac{ \overline{\Delta X(t)} }{ \overline{X(t)} }$
3	Коэффициент вариабельности	$K-2$	Измерение среднего значения относительного ускорения сигнала	$K_2 = \frac{ \overline{\Delta[\Delta X(t)]} }{ \overline{\Delta[X(t)]} }$
4	Коэффициент связи	M	Вычисляемый IdP, характеризующий связь между частотно-временными распределениями скорости и ускорения	$M = \frac{K2}{K1}$

АЛГОРИТМ КЛАССИФИКАЦИИ СИГНАЛОВ
ПО ИДЕНТИФИКАЦИОННЫМ ПАРАМЕТРАМ
РАСПРЕДЕЛЕНИЙ

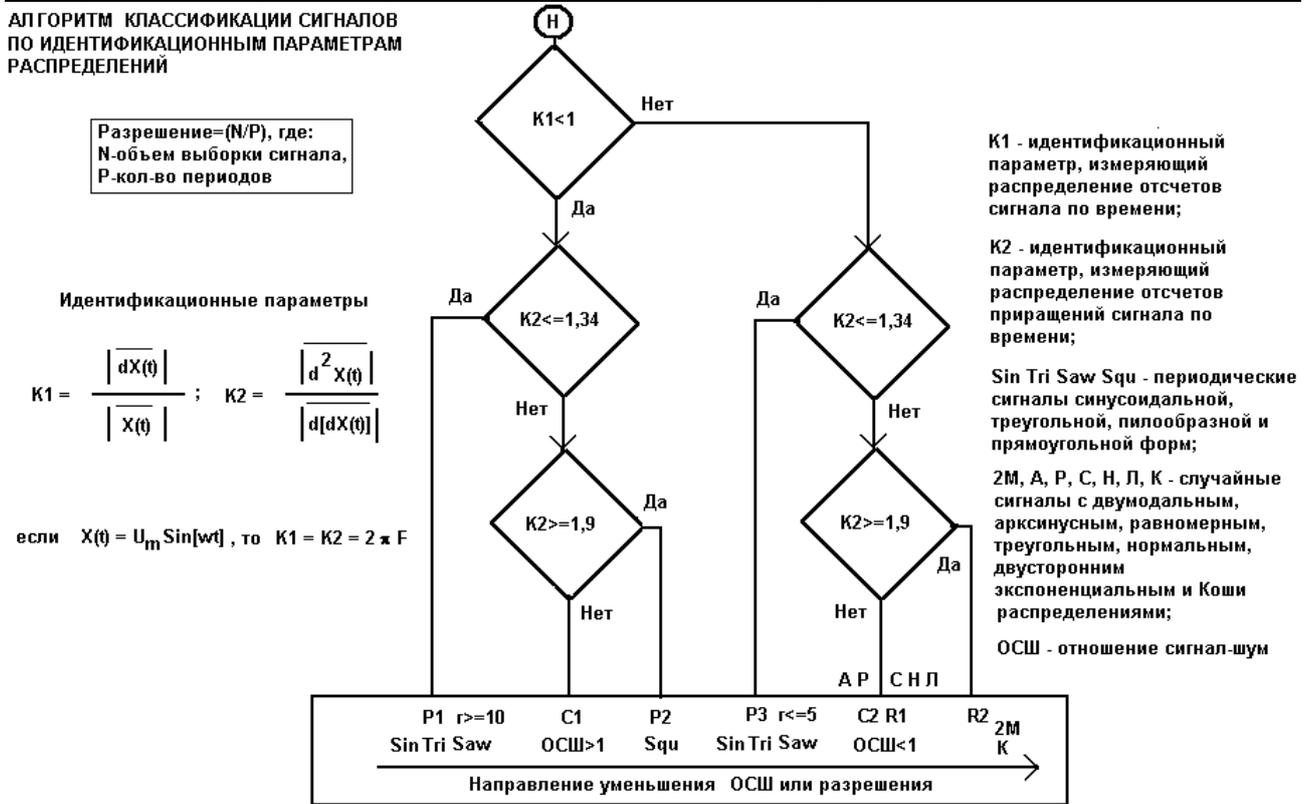


Рисунок 1 — Базовый алгоритм классификации сигналов

выполнению условий (Да → «1», Нет → «0») при прохождении алгоритма (рисунок 1) от входа до выхода. Разрядность адреса определяет «длину пути» прохождения анализа. Если разрядность адресов всех выходных направлений одинакова, то подобный алгоритм будем называть алгоритмом с равномерной дискретизацией (квантованием) свойств.

Если в БД имеется множество записей, идентификационные параметры которых полностью покрывают диапазоны возможных значений $\text{IdP}\{4 \leq NF \leq 2N; 0 \leq (K1, K2) \leq 2\}$, то такую БД будем называть представительной. Сигналы, на основе анализа которых формируется представительная БД, называются эталонами БД.

Понимается, что для эталонов известны не только оценки их идентификационных параметров, но также другие характеристики, в том числе и качественные.

Чтобы проиллюстрировать основные особенности предлагаемого алгоритма, рассмотрим технологию его использования, состоящую из двух этапов.

Первый этап заключается в создании эталонной БД и фиксации фильтрующих свойств принятого алгоритма. Для этого формируется эталонная БД, состоящая из списка сигналов, состояние которых

охватывает максимально возможный диапазон в направлении эволюции этих сигналов — от периодических до случайных. В таблице 2 для примера показан фрагмент БД, соответствующий реализации двух условий ($K1 < 1 \rightarrow \text{Да}$, $NF \leq 4 \rightarrow \text{Да}$, адрес направления $P1 \rightarrow 11$) алгоритма.

Второй этап состоит в распознавании образов сигналов, которые отсутствуют в начальной БД. В этом случае измеряются идентификационные параметры исследуемого образца сигнала и прослеживается адрес, по которому этот сигнал будет отфильтрован алгоритмом.

Таблица 2 — Фрагмент сортированной по параметру $K1$ БД (первые 4 столбца) и список имен сигналов (вторые 4 столбца), отфильтрованных алгоритмом по направлению $P1$

№	FileName	K-1	K-2	№	FileName	K-1	K-2
17	sq-1	0,00002	1,00002	48	tri 1	0,00008	0,00004
34	sin 1	0,000063	0,000063	34	sin 1	0,000063	0,000063
47	cos 1	0,000063	0,000063	47	cos 1	0,000063	0,000063
48	tri 1	0,00008	0,00004	49	tri 10	0,00008	0,00004
61	saw 1	0,00008	1,00002	35	sin 10	0,000063	0,000063
18	sq-10	0,00038	1,900038	46	cos 10	0,000063	0,000063
35	sin 10	0,000628	0,000628	50	tri100	0,008	0,004

46	cos 10	0,000628	0,000628	36	sin 100	0,006283	0,006283
49	tri 10	0,0008	0,0004	45	cos 100	0,006283	0,006283
60	saw 10	0,0008	1,00011	51	tri 1000	0,08	0,040001
89	gaus+tri 100	0,008399	0,934698	59	Saw 100	0,007992	1,001011

Анализ выходного состояния БД (таблица 2) показывает, что:

- По направлению P1 фильтруются исключительно периодические сигналы прямоугольной (*Squ*) формы с числом периодов от 1 до 25 000, что соответствует разрешению $r \approx 4$ ($N=100\ 000$). Эта часть БД представляет идеальное (желаемое) ее состояние.

- Отклонения от идеальности проявляются в наличии «посторонних» записей, представляющих сигналы смесей типа *gaus+tri-100-(500-400-300)*, где первое число 100 определяет количество периодов сигнала, а числа в скобках — отношение сигнал-шум (ОСШ). Данную ситуацию можно интерпретировать таким образом, что классификационная система при таких больших значениях ОСШ ≥ 300 , нечувствительна к наличию шумовой компоненты и воспринимает эти смеси как чисто периодические сигналы треугольной формы. Следовательно, указанную оценку ОСШ можно интерпретировать как критерий перехода сигнала из класса смесей в класс периодических сигналов.

- Возможность фильтрации «посторонних» записей связана с введением дополнительного условия по идентификационному параметру, отличному от K1, K2. Введение дополнительных условий на выходах алгоритма позволяет увеличить количество

направлений и, соответственно, провести более детальную классификацию сигналов.

Предложенный алгоритм имеет иерархическую классификационную структуру, отличающуюся от известных подобных построений тем, что она допускает «послойную» детализацию с делением групп на подгруппы, причем внутри каждого слоя наблюдается упорядоченность описаний по «горизонтали».

Если иерархичность классификационной структуры отражает взаимосвязь ее компонент, то «горизонтальная» упорядоченность служит подтверждением фундаментальной закономерности — эволюции сигналов в направлении от детерминированности (периодические сигналы) к хаосу (стационарные случайные сигналы).

Поскольку классификационные признаки алгоритма являются измеримыми величинами, то и вся модель становится объективной и относительно независимой от интуитивных соображений создателей других подобных классификаторов.

Практическое применение предложенного алгоритма связано с созданием «интеллектуальных» виртуальных приборов (ВП), автоматически выбирающих (в зависимости от формы входного сигнала) алгоритмы обработки. Подобные ВП обладают свойством адаптивности не только в отношении количественных изменений параметров сдвига, масштаба и частоты сигнала, но и в отношении его интегральных, качественных характеристик.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федер Е. Фракталы. М.: Мир, 1991. 231 с.
2. Кликушин Ю.Н. Нечеткая идентификация формы распределения вероятностей // Измерительная техника, 1992. № 9. С. 4-7.
3. Кликушин Ю.Н. Классификационные шкалы для распределений вероятности Интернет-статья // Жур. Радиоэлектроники, ИРЭ РАН. 2000. Ноябрь, № 11.
4. Гуменюк А.С., Данилюк Р.В., Кликушин Ю.Н., Виртуальный прибор для исследования эволюции аддитивной смеси сигнал-шум // Материалы 5-й МНТК «Динамика систем, механизмов и машин». Кн. 1 / ОмГТУ. Омск, 2004. С. 373-376.
5. Кликушин Ю.Н., Кошеков К.Т. Модель роста популяции в задаче автоматической классификации сигналов // Омский Научный Вестник / ОмГТУ. № 4(33), Омск. 2005. С. 160-163.
6. Лоладзе Т.Н. Прочность и износостойкость режущего инструмента. М.: Машиностроение, 1982. 320 с.

УДК 669.541

Т.А. ЖАКАТЯЕВ

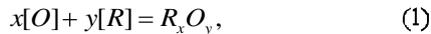
Расчет направления химических процессов в расплаве жидкого металла на основе молекулярно-кинетической и статистической теории

В металлургической промышленности процессы окисления примесей играют важную роль. Например, в Бессемеровском и Томасовском конвертере окисляются углерод, кремний и марганец [1-4]. Начальное содержание подлежащих окислению примесей незначительно: C < 4 %; Si < 1,25 %; Mn < 1,3 %. В плавильный агрегат (конвертер) заливают чугун. Снизу расплав продувают мощной турбулентной струей воздуха. Кислород воздуха окисляет примеси чугуна. В результате чугун превращается в сталь. Тепло, выделяющееся при

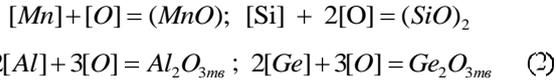
окислении примесей, обеспечивает нагрев стали до температуры выпуска $t \approx 1600 \pm 1660$ °С. Из образующихся окислов формируется кислый шлак [1-4]. Задача расчета скорости окисления примесей является очень актуальной, т.к. отсюда следует прогноз интенсивности и времени продувки расплава газовыми и газожидкостными струями. В Томасовском процессе скорость окисления фосфора значительно влияет на общий тепловой баланс. Широкое распространение получил кислородно-конвертерный процесс выплавки стали с верхней и

нижней подачей дутья. К 2000 г. кислородно-конвертерным способом выплавляли около 60 % стали во всем мире [1-3].

Взаимодействие веществ при малых концентрациях имеет место в случае осаждающего раскисления

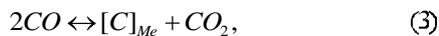


где R — раскислитель (ферромарганец), а также при глубинном раскислении металла протекают следующие реакции



и так далее [1-4].

При восстановлении железа используются оксид углерода, углеводороды. В этом случае могут происходить процессы науглероживания металла [1-4]



которые также относятся к реакциям, когда две разбавленные компоненты вступают в реакцию между собой после множества актов соударений с основными атомами растворителя, в данном случае жидкого железа.

Углерод, растворенный в металле при температуре, свойственной сталеплавильным процессам, окисляется в основном до CO [1-3]. Это можно объяснить редкостью столкновений (не обязательно одномоментно, одновременно) трех атомов $C + O + O$. Сказывается то обстоятельство, что атомы и молекулы C и O растворены, «разбавлены», среди множества других атомов железа. Вероятность их встречи вместе, втроем (одновременно или последовательно во времени, по цепочке) очень мала.

В настоящей работе проведен расчет прогнозирования направления протекания химической реакции на основе применения результатов статистической и молекулярно-кинетической теории газов и жидкостей.

Рассмотрим молекулу CO . Ее масса равна $m_{CO} = 46,48 \cdot 10^{-27}$ кг. При температуре жидкого расплава металла $t = 1600$ °C квадратичная скорость равна

$$v_{кс}^{co} = \sqrt{3RT/\mu} = 1290 \text{ м/с}, \quad (4)$$

где $R = 8,31$ Дж/(моль·К) — универсальная газовая постоянная;
 μ — молярная масса;
 T — абсолютная температура [5].

Отсюда следует, что кинетическая энергия данной молекулы равна

$$E_{кин}^{co} = \frac{m_{co} v^2}{2} = 3,867 \cdot 10^{-20} \text{ Дж}. \quad (5)$$

В [6] указано, что энергия связи $C - O$ равна 84,0 ккал/моль. При переводе в систему СИ и расчете на одну молекулу получим $E_{раз}^{co} = 58,46 \cdot 10^{-20}$ Дж.

Энергия связи показывает, какую энергию надо затратить (в минимуме, без учета потерь энергии), чтобы разорвать данную связь. Таким образом, видно, что $E_{кин}^{co} \ll E_{раз}^{co}$. Это означает, что среднее

кинетическое энергии молекулы CO , находящейся в жидком расплаве металла, намного (более чем в 15 раз) меньше энергии связи атома углерода с атомом кислорода. При столкновениях с атомами металла молекула CO не может передать или принять энергии больше, чем $2 \cdot E_{кин}^{co}$. Здесь использован обычный закон

сохранения энергии в механике, когда два сталкивающихся объекта могут передать друг другу в максимуме только удвоенное значение суммарной кинетической энергии, которыми они обладают. Это может быть при условии, что после столкновения эти два тела останутся в покое и приобретут нулевую кинетическую энергию. Часть общей тепловой энергии может расходоваться на вращательную энергию молекулы вокруг осей инерции. В этом случае рассматриваемое основное неравенство усиливается, следовательно запас надежности прогноза увеличивается.

Полученный результат хорошо объясняет тот факт, что при плавке чугуна и стали в основном образуется углекислый газ CO , реакция редко доходит до образования трехатомной молекулы CO_2 .

Логично предположить, что существует корреляция (связь) между теплотой образования (или теплотой сгорания) рассматриваемых соединений, с одной стороны, и энергией разрыва, с другой стороны. Это можно выразить в виде следующей формулы

$$\Delta H_{298} = k \cdot D_{298}, \quad (6)$$

где ΔH_{298} , D_{298} — теплота образования и энергия разрыва при стандартных условиях; k — безразмерный коэффициент пропорциональности. К сожалению, расчеты по справочным данным [6-8] четкой связи не показали. Например, энергия разрыва (связи) MnO $D_{298} = 97$ кал/моль. При переводе в систему СИ и в расчете на одну молекулу получим $D_{298} = 67,50 \cdot 10^{-20}$ Дж. Аналогично $\Delta H_{298} = 20,38 \cdot 10^{-20}$ Дж. Отсюда следует, что значение коэффициента $k \approx 3,2$. Аналогичным образом для молекулы CO получили $k \approx 9,7$; для CH_4 $k \approx 5,6$; для SO $k \approx 1248$. Наблюдаемый разброс значений k можно объяснить следующими причинами: 1) погрешностью экспериментального определения значений ΔH_{298} и D_{298} ; 2) неточностью методики перерасчета значений ΔH_{298} и D_{298} [6-8]. По всей вероятности, при проведении новых измерений на основе современных цифровых технологий и новых экспериментальных методик, однозначная корреляция между ΔH_{298} и D_{298} должна проявиться. Это означает, что в формуле (6) новые значения k будут иметь не сильный разброс.

Использование константы равновесия химических реакций в металлургических процессах имеет ряд особенных, специфичных моментов. Допустим реакция равновесия имеет вид



В этом случае константа равновесия определяется через парциальные давления [7-10]

$$K_p = \frac{p_C^c \cdot p_D^d}{p_A^a \cdot p_B^b}. \quad (8)$$

В металлургических процессах парциальные давления растворенных примесей, не относящиеся к обратимому равновесному состоянию, являются неизвестными. Другими словами, формула (8) относится к тому гипотетическому равновесному состоянию, которое для ряда веществ в металлургических процессах может и не реализоваться. Например, при продувке жидкого металла молекулы кислорода непрерывно поступают в расплав из турбулентной струи, следовательно реакции (1-3) идут непрерывно. В результате процесс является нестационарным, в сторону увеличения продуктов реакции, с положительной динамикой.

Суммарное изменение энергии Гиббса для реагирующей смеси равно

$$\Delta G = \sum_i G_i. \quad (9)$$

Если $\Delta G < 0$, то реакция (7) должна протекать в сторону образования C, D . При $\Delta G > 0$ реакция идет в обратную сторону, когда C, D диссоциируют. При растворении в металле различных примесей (не только газообразных) отдельные, изолированные, атомы этих веществ не взаимодействуют между собой. Они находятся на определенном расстоянии друг от друга и экранированы множеством атомов железа. Потенциальная энергия их взаимодействия между собой равна нулю. Поэтому можно считать, что атомы данных примесей ведут себя подобно атомам идеального газа. На основе такого представления Вант-Гофф (1886) доказал, что осмотическое давление рассчитывается по законам идеального газа. Поэтому в случае небольших концентраций примесей в расплаве ($\leq 10\%$) для расчета ΔG можно применить следующую расчетную схему. Нетрудно показать, что формула для расчета энергии Гиббса одного моля отдельных компонент (примеси) имеет вид

$$G_i^{\mu} = U - TS + PV_{\mu} = C_{p,i} \cdot T \cdot (1 - \ln T) + U_o - T \cdot S_o. \quad (10)$$

В данном случае для расчета молярной теплоемкости можно применить формулу [11]

$$C_{p,i} = \frac{j+2}{2} \cdot R, \quad (11)$$

где $j = 3; 5; 6$ — соответственно для одно-, двух-, трех- и более атомных газов и веществ. При высоких температурах ($T > T_{пл}$ — температура плавления) возникают колебания атомов друг относительно друга. Поэтому значение j увеличивается на 2. При $T = 0 \text{ K}$ $U_o = 0; S_o = 0$. Т.о. на основе (10) задача (9) для реакции (7) решается полностью и уравнения замыкаются.

В данном случае мы обошлись без привлечения активности a_i и фугитивности γ_i . Для определения этих величин используют значения парциальных величин для пара над расплавом жидкого металла. Во время плавки металла равновесие между паром и раствором не всегда выполнимо. Давление смеси пара и парциальные давления компонент не постоянны. Парциальные давления и концентрации примесей (ввиду малости их значений) над расплавом экспериментально очень трудно измерить, наблюдаются значительные погрешности [1-4, 8-10]. Эти обстоятельства являются серьезным препятствием для использования законов Рауля и Генри при расчете a_i и γ_i .

Поэтому применение вышеизложенного метода сравнения кинетических энергий взаимодействующих молекул и атомов $E_{кин}^{co}$ и $E_{раз}^{co}$ со значениями энергии разрыва химических связей имеет некоторые преимущества и является очень удобным для практического применения. Расчетная схема (7, 9-11) также основана на применении результатов МК и СТ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. 6-е изд., доп. и перераб. М.: Академкнига, 2005. 768 с.
2. Арсентьев П.П., Яковлев В.В., Крашенинников М.Г., Зиновьев А.В., Арсентьева И.П. Общая металлургия. М.: Металлургия, 1986. 360 с.
3. Теория металлургических процессов / Под ред. проф. Д.И. Рьжонкова. М.: Металлургия, 1989. 392 с.
4. Бигеев А.М. Металлургия стали. М.: Металлургия, Челябинское отделение, 1988. 480 с.
5. Матвеев А.Н. Молекулярная физика. М.: Высшая школа, 1987. 360 с.
6. Веденев В.И., Гурвич Л.В., Кондратьев В.Н., Медведев В.А., Франкевич Е.Л. Энергии разрыва химических связей. Потенциалы ионизации и сродство к электрону. М.: Изд-во. АН СССР, 1962. 215 с.

7. Лушпа А.И. Основы химической термодинамики и кинетики химических реакций. М.: Машиностроение, 1981. 240 с.
8. Даниэльс Ф., Альберти Р. Физическая химия. 2-е изд. М.: Высшая школа, 1967. 780 с.
9. Жуховицкий А.А., Шварцман Л.А. Физическая химия. М.: Metallургия, 1976. 544 с.
10. Физическая химия / Под ред. д.х.н., проф. К.С. Краснова. М.: Высшая школа, 1982. 687 с.
11. Шиллинг Г. Статистическая физика в примерах. М.: Мир, 1976. 431 с.

УДК 621.74

А.З. ИСАГУЛОВ
С.С. АХМЕТОВА

Математическая модель деформирования плотного слоя сыпучего материала

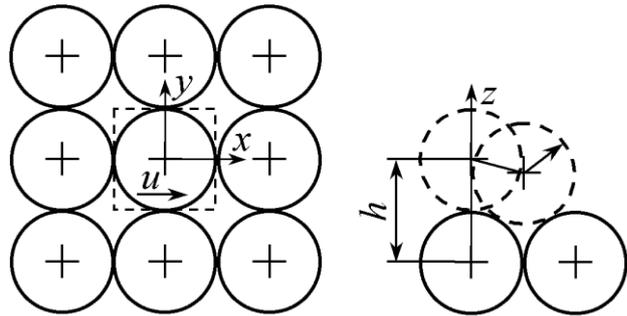
Были попытки полуэмпирического решения этой проблемы, обычно основанные на использовании традиционных методов теории пластичности или на упрощенном моделировании сложных реальных перемещений частиц в процессе деформирования и течения при помощи элементарных сдвигов в плоскостях скольжения и вращения этих плоскостей. Такие исследования ориентированы на получение феноменологического макроскопического закона течения фактически без учета взаимодействия отдельных частиц на микроуровне, что вызывает сомнение относительно принципиальной применимости такого подхода.

Поскольку континуальное описание не дает возможности проследить ни за перемещениями отдельных частиц, ни за вызываемыми ими структурными изменениями сыпучей (зернистой) среды, получили распространение интерпретации поведения сыпучей среды, основанные на анализе отдельных частиц и их контактов. Данный подход правомочен и полезен. Однако следует отметить, что ситуация в этой проблеме во многом аналогична встречающейся в механике газов и других молекулярных и атомных систем многих частиц: при всей сложности и запутанности поведения отдельных молекул или атомов средние состояния и движения таких систем управляются относительно простыми статистическими закономерностями и континуальными уравнениями.

А.М. Вайсман и М.А. Гольдштик [1] применили к этой проблеме общие принципы и гипотезы статистической физики, развитые далее Ю.А. Буевичем. Были исследованы хаотически упакованные изотропные системы одинаковых контактно взаимодействующих жестких сфер: ввиду хаотичности и изотропии состояния таких систем можно характеризовать их единственным макроскопическим параметром — объемной концентрацией частиц в системе φ . Без ограничения общности можно использовать безразмерные величины, считая диаметр каждой сферы равным единице. Для моделирования системы рассматриваются два расположенных один над другим слоя частиц, причем нижний слой считается упорядоченным в узлах квадратной решетки с касанием соседних сфер (рисунок 1, а), а верхний — рандомизированным. Если среднее расстояние между плоскостью центров сфер нижнего слоя и центрами сфер второго слоя (отсчитываемое вдоль оси z на рисунке 1, б) равно h , то

$$\varphi = \pi / (6h). \quad (1)$$

Максимальному и минимальному значениям h , равным единице и $\sqrt{2}/2$, отвечают значения концентрации, равные соответственно 0,524 и 0,740.



а — вид сверху на упорядоченный нижний ряд шаров с указанием направления виртуального смещения; б — характерная траектория перемещения шаров верхнего ряда при сохранении контакта с шарами нижнего ряда

Рисунок 1 — Модель упаковки шаров

Будем считать, что все физически допустимые положения какой-либо сферы верхнего слоя, сохраняющей хотя бы один контакт со сферами нижнего слоя, равновероятны. Тогда функцию распределения $\omega_o(r)$ центра этой сферы по его горизонтальным отклонениям от положения с максимальной высотой (рисунок 1, б) естественно искать по требованию максимальной конфигурационной энтропии макроскопического состояния, характеризуемого заданным средним значением h . Здесь, очевидно, $r^2 = x^2 + y^2$, где оси x и y расположены в плоскости центров частиц нижнего слоя [2].

Конфигурационная энтропия системы может быть записана в следующем виде [2]:

$$S = \sum_i G_i n_i \ln(e/n_i), \quad (2)$$

где n_i — число частиц;

G_i — статистический вес состояния, характеризуемого отклонением r_i .

Очевидно, $G_i \sim h^{-1}(r_i)$, а условие сохранения полного числа частиц N и равенства средней высоты расположения центров частиц над плоскостью центров нижнего слоя — величине h_0 , имеет вид

$$\sum_i G_i n_i = N, \quad \sum_i G_i n_i h(r_i) = h_0 N.$$

Вводя обычным образом множители Лагранжа α и β , из условия экстремума энтропии как функции n_i , получаем

$$\omega_0(r_i) \sim n_i G_i = h^{-1}(r_i) \exp[\alpha + \beta h(r_i)].$$

Определяя α и β из условия нормировки и по заданному h_0 (или φ_0), а также выражая r через x и y , имеем окончательно

$$\omega_0(r) = \frac{\exp[(\beta(1-r^2)^{1/2}]}{A(1-r^2)^{1/2}}, \quad A = \iint \frac{\exp[(\beta(1-r^2)^{1/2}]}{(1-r^2)^{1/2}} dx dy, \quad (3)$$

причем

$$\frac{1}{A} \iint \exp[(\beta(1-r^2)^{1/2}] dx dy = h_0 \frac{\pi}{6\varphi_0}. \quad (4)$$

Область интегрирования в этих формулах определяется соображениями симметрии и имеет форму квадрата (рисунок 1, а).

Зависимости параметров β от h_0 и от φ_0 проиллюстрированы в таблице 1.

Таблица 1 — Зависимость параметра β от h_0 и φ_0

β	30	20	10	5	1	0	-1	-5	-10	-20	-30
h_0	0,96	0,95	0,93	0,92	0,91	0,90	0,90	0,88	0,87	0,82	0,78
φ_0	0,54	0,54	0,55	0,56	0,57	0,57	0,57	0,59	0,59	0,63	0,66

Отметим, что формула (3) получена в пренебрежение многочастичными взаимодействиями и, следовательно, корреляциями в положениях соседних сфер верхнего слоя, чего, вообще говоря, при описании систем высокой концентрации делать нельзя. Однако определенная условность рассматриваемой модели и ее качественный характер позволяют избежать корреляции частиц.

Рассмотрим теперь изменение $\omega(r)$ при смещении всех сфер верхнего ряда вдоль оси x при сохранении контакта верхних сфер с нижними. В принципе возможно исследовать последствия линейного смещения на расстоянии u , одинаковое для всех сфер, когда различны эффективные значения сдвига $\gamma(r) = u/h(r)$, или же смещения центров разных сфер на разное расстояние $u(r) = \gamma h(r)$ при $\gamma = \text{const}$.

Ясно, что в рассматриваемой постановке функция распределения $\omega(x, y, u)$ возмущенного состояния по горизонтальным отклонениям от положения с максимальной высотой целиком определяется начальным распределением $\omega_0(r)$. Нетрудно показать, с учетом (3), что эта функция представляется в следующем виде:

$$\omega(x, y, u) = \frac{\exp[(\beta(1-(x+u)^2 - y^2)^{1/2}]}{A(1-(x+u)^2 - y^2)^{1/2}}, \quad 0 < u < \Delta - x, \quad (5)$$

$$\omega(x, y, u) = \frac{\exp[(\beta(1-(2\Delta - x - u)^2 - y^2)^{1/2}]}{A(1-(2\Delta - x - u)^2 - y^2)^{1/2}}, \quad \Delta - x < u < 2\Delta$$

(для определенности u считается положительной), где нормировочный параметр A определяется формулой в (3), а β представляет собой единственный корень уравнения (4). В зависимости (5) $r^2 = x^2 + y^2$.

Среднее значение $h(u)$ и концентрации $\varphi(u)$ возмущенного состояния могут быть определены как

$$h(u) = \iint (1 - (x - y^2)^{1/2}) \omega(x, y, u) dx dy, \quad \varphi(u) = \frac{\pi}{6h(u)}, \quad (6)$$

они представляют собой функции от u , а также от h_0 (или φ_0). Аналогичным путем можно определить и средние значения любой другой функции состояния, например, среднего сдвига:

$$\gamma(u) = \iint \omega(x, y, u) \frac{dx dy}{(1 - x^2 - y^2)^{1/2}}. \quad (7)$$

Относительная объемная деформация может быть выражена в форме

$$\Theta = (h_0 - h(u)) h^{-1}(u). \quad (8)$$

Характерные результаты расчетов Θ как функции u при разных начальных концентрациях представлены на рисунке 2. Если начальная концентрация $\varphi_0 > 0,577$ ($h < 0,907$), то сдвиговое деформирование приводит к увеличению удельного объема частиц в среде, т.е. к ее расширению. В противоположном случае сыпучая среда при деформировании уплотняется. Объем среды с $\varphi_0 = 0,577$ сохраняется в процессе деформирования неизменным.

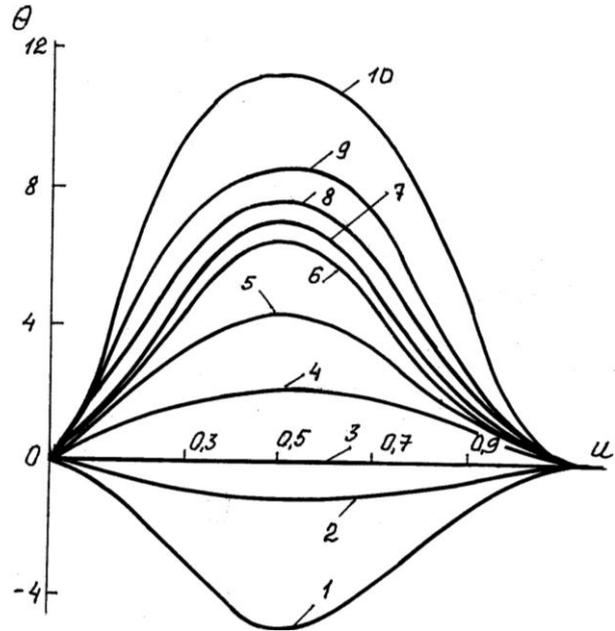


Рисунок 2 — Зависимость относительной объемной деформации от величины смещения при β , определяемой по (1): кривые 1-10 соответствуют начальной концентрации 0,537; 0,560; 0,575; 0,590; 0,604; 0,617; 0,623; 0,630; 0,635; 0,660

На рисунке 3 результаты расчетов Θ по уравнению (8) в зависимости от γ , рассчитанной по зависимости (7), представлены вместе с известной экспериментальной кривой Тейлора [3] для плотного песка ($\varphi_0 = 640$). Здесь же показана теоретическая кривая из работы А.М. Вайсмана и М.А. Гольдштика, связываемая со смещением не в направлении грани, как показано на рисунке 1а, а по диагонали решетки частиц нижнего слоя при $\gamma = \text{const}$. При этом не учитывалась зависимость функции распределения от координаты, нормальной к направлению диагонали. Однако повторить расчет этой кривой не удастся: вместо нее при пренебрежении указанной координатой при $\gamma = \text{const}$ получается очень крутая зависимость $\Theta(\gamma)$, которая тоже приведена на рисунке 3 и явно не соответствует

эксперименту. При достаточно малых сдвигах наблюдается согласие теории с опытами, которое, однако, прекращается с увеличением сдвига, — теоретические кривые расположены значительно выше экспериментальной. Значения сдвиговой деформации вдоль оси абсцисс даны в процентах и к начальной высоте h_0 .

Это расхождение связано, по-видимому, с априорным предположением об упорядоченности нижнего слоя частиц и с соответствующим неучетом его рандомизации, совершенно неизбежной в условиях конечных деформаций, а также, возможно, с тем, что в опытах Тейлора использовались частицы песка нерегулярной (неправильной) формы, а не одинаковые сферы. В рамках изложенной расчетной схемы такая хаотизация не учитывается, и сыпучая среда сохраняет память о начальном состоянии в течение неопределенно длительного времени. В действительности, конечно, нижний слой сфер играет роль верхнего для нижележащего слоя, и его статистические характеристики не должны в принципе отличаться от таковых для верхнего слоя.

Таким образом, независимо от начального состояния сыпучей среды, в процессе ее деформирования должны происходить дополнительные случайные пластические деформации, связанные с перераспределением частиц, которые и обеспечивают указанную выше рандомизацию.

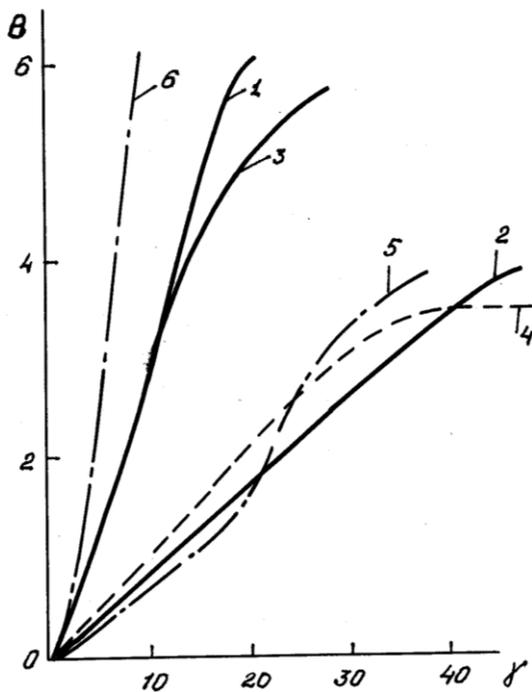


Рисунок 3 — Объемная деформация зернистой среды в условиях статического сдвига: 1, 2 — модель смещения при переменном β ; 3 — то же при постоянном β ; 4 — эксперимент; 5, 6 — расчёты по А.С. Вайсману, М.А. Гольдштику и Ю.А. Бувичу; 1, 3, 5, 6 — $\phi = 0,530$; 2 — 0,604; 4 — 0,640

Эти пластические деформации приводят к тому, что вместо периодического изменения свойств в соответствии с кривыми на рисунке 2 должно наблюдаться некое усредненное поведение сыпучей среды, уже не зависящее от ее начального состояния. Поскольку хаотические среды неизбежно приводят к потере памяти о свойствах последнего, свойства состояния, достигаемого в процессе длительного и достаточно медленного сдвигового течения, должны быть универсальными и не зависящими от времени, что не исключает, конечно, возможности случайных флуктуаций этих свойств. Исключение могут составлять лишь положения, в которых пластическое деформирование по тем или иным причинам затруднено, как это имеет место, например, при наличии лишь очень небольшого числа слоев частиц, между ограничивающими среду жесткими стенками.

Тогда, когда сдвиговое течение осуществляется с достаточно малой скоростью, в качестве рабочей гипотезы для феноменологического описания свойств указанного предельного состояния деформируемой среды естественно использовать представление о квазиравновесности среды в любой момент времени. Это означает, что любое промежуточное состояние тоже должно удовлетворять принципу максимальности конфигурационной энтропии при свойственном ему значении $h(u)$. В таком случае для функции распределения частиц по отклонениям от состояния с максимальной высотой сохраняется формула (1) при прежнем определении нормировочной постоянной A , но величина A должна теперь определяться по уравнению (4). В то же время функцию распределения в указанном состоянии можно рассматривать и как получаемую из формулы (5) в результате эволюции состояния с данным $h(u)$, рассматриваемым в качестве начального. Это означает, что применительно к конечному предельному состоянию результаты вычислений по формулам (1) и (3) должны просто совпадать. Требование такого совпадения можно было бы использовать в качестве условия, определяющего указанное предельное состояние. Кривые, соответствующие такой модели, рассчитанные по (1), тоже приведены на рисунке 3. Нетрудно видеть, что периодические изменения свойств сыпучей среды действительно утрачиваются.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Вайсман А.Н., Гольдштик М.А. Деформирование зернистой среды. ДАН СССР // Механика. 1980. Т. 252. № 1. С. 61-64.
2. Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М.. Статистическая физика. М.: Наука. 1976. 584 с.
3. Тейлор Д.В. Основы механики грунтов. М., 1960. 218 с.

УДК 622:271

В.Н. ДОЛГОНОСОВ
Н.Ф. НИЗАМЕТДИНОВ
О.В. СТАРОСТИНА

Применение гипотезы о гидростатическом напряженном состоянии к оценке устойчивости нагруженных глинистых откосов

Задача возникает на нагруженных верхних вскрышных уступах, сложенных глинистыми породами. Нагрузкой служит внешний отвал вскрышных пород, расположенный на расстоянии r от верхней бровки.

По результатам маркшейдерских наблюдений и выполненных на карьере №6 Восточно-Аятского месторождения бокситов АО «Алюминий Казахстана» [1] исследований, включающих моделирование на эквивалентных материалах, установлен механизм деформирования глинистого уступа, который заключается в сдвиге породной призмы $ABLF$ в сторону выработки. Сдвиг происходит по плоской поверхности вдоль линии AF , что подтверждается результатами натурных наблюдений и моделирования. Оползень произошел в виде сдвига призмы упора ($ABLF$) высотой 15-20 м от действия внешней нагрузки — породного отвала, расположенного в 45-50 м от верхней бровки откоса. При этом уступ сдвинулся в сторону выработанного пространства на расстояние 12-15 м (рисунок 1).

Авторам работы [1] предложена расчетная схема, базирующаяся на методе многоугольника сил, и найдено решение рассмотренной выше задачи, которое позволяет определить безопасное отстояние

отвала от верхней бровки уступа, обеспечивающее устойчивость рассматриваемой системы, либо решить обратную задачу по определению прочностных характеристик пород на участках, где уже произошли деформации (обратные расчеты).

В отличие от работы [1] мы предлагаем для решения данной задачи другую расчетную схему, основанную на гипотезе о гидростатическом напряженном состоянии в области ABC .

Действие отвала заменим эквивалентной внешней распределенной нагрузкой интенсивностью q , величина которой зависит от высоты отвала и объемного веса складированных пород.

Если внешняя нагрузка превышает величину

$$q > 2k \cdot ctg(45^\circ - \rho/2), \quad (1)$$

то породы, расположенные под отвалом, находятся в условиях предельного напряженного состояния с позиций теории предельного равновесия. В области ABC формируются поверхности скольжения, глинистые породы достигают пластического состояния и возникает гидростатическое напряженное состояние (особенно в обводненных условиях). Нарушения устойчивости такой системы (борт-отвал), как правило, связаны с периодами интенсивного

таяния снега и увеличения влажности пород, поэтому предположение о возникновении гидростатического

напряженного состояния в области ABC (рисунок 2 а) является весьма вероятным.

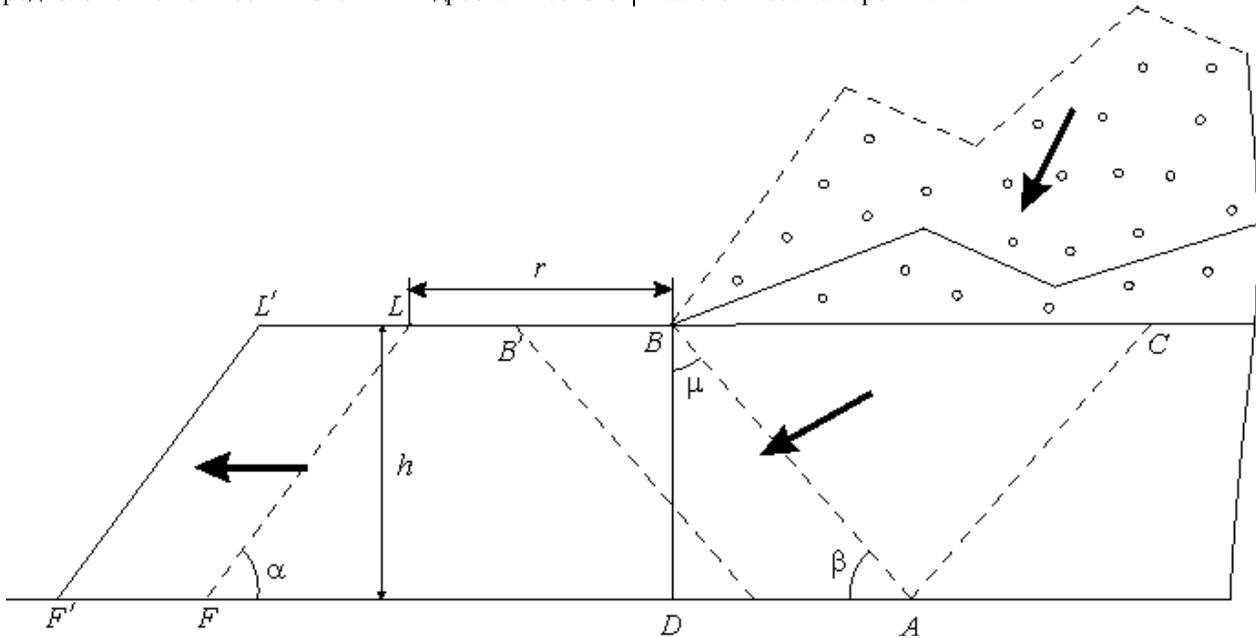


Рисунок 1 — Схема оползня верхнего уступа разрезной траншеи

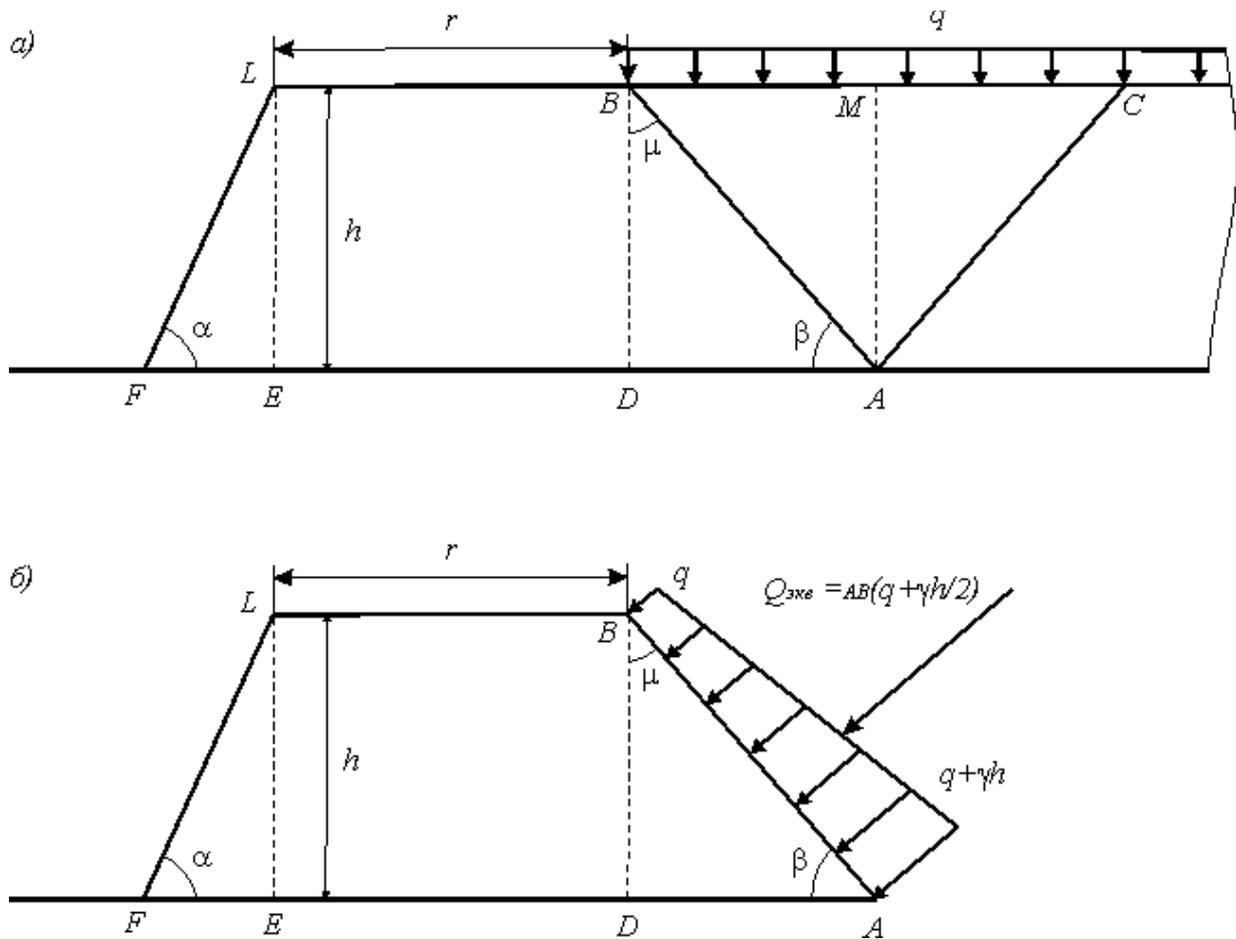


Рисунок 2 — Эквивалентная схема сдвига нагруженного уступа

Высота отвала, соответствующая возникновению предельного (гидростатического) состояния в области ABC , равна

$$H_{oms} = \frac{2k}{\gamma_{oms}} \operatorname{ctg}(45^\circ - \rho/2). \quad (2)$$

По схеме (рисунок 2 б) находим баланс сдвигающих и удерживающих сил, действующих по

линии скольжения AF , который определяет равновесие призмы.

Сдвигающие силы

$$T_{c\delta\epsilon} = q' \cdot |AB| \cdot \sin \beta = q' \cdot \frac{|AD|}{\cos \beta} \sin \beta = q' \cdot |AD| \cdot \operatorname{tg} \beta = q' \cdot h,$$

где $q' = q + \gamma h / 2$.

Удерживающие силы

$$T_{y\delta} = T_{EFy\delta} + T_{DEy\delta} + T_{ADy\delta},$$

где $T_{EFy\delta} = k \cdot |EF| + 0,5h \cdot |EF| \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho = |EF| \cdot (k + 0,5h \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho)$,

$$T_{DEy\delta} = k \cdot |DE| + h \cdot |DE| \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho = |DE| \cdot (k + h \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho).$$

Так как $|DE| = r$, то $T_{DEy\delta} = r(k + h \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho)$.

$$T_{ADy\delta} = k \cdot |AD| + q' \cdot |AB| \cdot \cos \beta \cdot \operatorname{tg} \rho = |AD| \cdot (k + q' \cdot \operatorname{tg} \rho).$$

В последнем равенстве учтено, что $|AD| = |AB| \cdot \cos \beta$.

В случае равновесия $T_{y\delta} = T_{c\delta\epsilon}$

$$r(k + h \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho) + |EF| \cdot (k + 0,5h \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho) + |AD| \cdot (k + q' \cdot \operatorname{tg} \rho) = q' \cdot h. \quad (3)$$

В соответствии с «Правилами обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах» [2] в зависимости от надежности исходных данных и категории охраняемых сооружений в расчеты вводится коэффициент запаса, который изменяется в пределах $n_3 = 1,1-1,5$. В частности, при эксплуатации откосов, сложенных слабыми песчано-глинистыми породами, коэффициент запаса принимается не менее 1,3, а в условиях повышенной влажности и обводненности — 1,5.

Коэффициент запаса в предложенной расчетной схеме может быть введен в виде множителя к правой части выражения (3), увеличивая таким образом сдвигающие силы

$$r(k + h \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho) + |EF| \cdot (k + 0,5h \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho) + |AD| \cdot (k + q' \cdot \operatorname{tg} \rho) = q' \cdot h \cdot n_3. \quad (4)$$

Отсюда находим расстояние от отвала до верхней бровки траншеи

$$r = [q' \cdot h \cdot n_3 - |EF| \cdot (k + 0,5h \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho) - |AD| \cdot (k + q' \cdot \operatorname{tg} \rho)] / (k + h \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \rho). \quad (5)$$

Сравним результаты расчетов, выполненных по предложенному способу и методике [1].

Параметры верхнего глинистого уступа на карьере № 6 Восточно-Аятского месторождения бокситов: $H = 20$ м, $k = 2,86$ т/м², $\rho = 8,7^\circ$, $\gamma = 2,0$ т/м³, $\alpha = 30^\circ$.

По формуле (1) величина $q_{\min} = 0,067$ МПа.

Результаты расчетов сведены в таблицу 1 и представлены в виде графика (рисунок 3).

Таблица 1 — Результаты расчетов

Величина r , м	Внешняя нагрузка q , МПа / Высота отвала H , м				
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5
	5	10	15	20	25
Способ ГНС	29,7	49,1	68,4	87,8	107,1
Способ ГНС($n_3 = 1,3$)	48,4	75,6	101,8	127,7	153,8
Способ [1] З.Р. Рахимова	15,0	41,5	68,0	94,5	121,0

Анализ выполненных расчетов позволяет сделать следующие выводы.

1. Предложенная расчетная схема отвечает физической сущности решаемой задачи. Под действием внешней нагрузки возникает предельная (гидростатическая) область, которая выполняет функцию призмы активного давления. Напряжения, возникшие в области ABC (рисунок 2б), стремятся сдвинуть призму упора ($ABLF$) в направлении выработанного пространства. При некотором значении r (расстояние от верхней бровки уступа до отвала), которое может быть вычислено по формуле (5), выполняется условие равенства удерживающих и сдвигающих сил, действующих вдоль линии скольжения AF — условие предельного равновесия. Таким образом, для обеспечения устойчивого состояния рассматриваемой системы расстояние от верхней бровки уступа до отвала должно быть не менее полученного значения.

2. Выполненные расчеты и построенные на их основе графики (рисунок 3) показывают достаточно высокую сходимость обоих методов. Для рассмотренного примера значение $r = 68$ м при внешней нагрузке $q = 0,3$ МПа, что соответствует нагрузке от отвала высотой 15 м, совпадает по двум методам. Расхождения становятся более существенными при малых и больших нагрузках. Особенно важными являются решения при малых нагрузках, когда внешний отвал располагается достаточно близко к верхней бровке уступа. Так, например, при внешней нагрузке $q = 0,1$ МПа (отвал высотой 5 м) величина r по методике [1] составляет 15 м, а по способу ГНС — 30 м. Такое расхождение, на наш взгляд, связано с тем, что областью применения метода многоугольника сил являются откосы в прочных и трещиноватых скальных и полускальных массивах, имеющих выраженную блочную структуру, где метод дает точные и надежные результаты. Деформирование пластических глинистых массивов имеет свои особенности, и метод многоугольника сил в этих условиях может давать существенные погрешности.

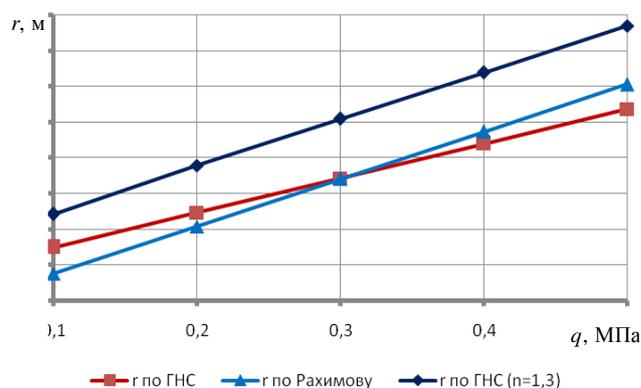


Рисунок 3 — Графики зависимости отстояния от верхней бровки уступа от величины внешней нагрузки

3. Выполненные численно-аналитическим способом П.С. Шпакова поверочные ра

устойчивости системы «борт-отвал» для однородного массива по круглоцилиндрической поверхности скольжения показали, что при $q = 0,1$ (отвал высотой 5 м) и ширине площадки $r = 15$ м коэффициент запаса устойчивости составит $n = 0,915$, следовательно, данная система неустойчива и произойдет её обрушение. При увеличении ширины площадки до 30 м, в соответствии с предложенным решением, коэффициент запаса составит $n = 1,093$, система находится в устойчивом состоянии.

4. Для условий верхнего глинистого уступа на карьере №6 Восточно-Аятского месторождения бокситов АО «Алюминий Казахстана» при высоте внешнего отвала 15 м необходимое отстояние от верхней бровки должно составлять не менее 100 м с учетом коэффициента запаса $n_3 = 1,3$, компенсирующего погрешности определения исходных данных и возможное увеличение влажности пород массива.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Митусов А.А. Автоматизированное проектирование гидродвигателей ударного действия: учеб. пособие. Караганда: КарГТУ, 2002. 109 с.
2. Котылев Ю.И., Шакулин О.П., Кравченко В.А. Динамическая модель гидроударника как последовательный, абстрактный автономный автомат // Механизмы и машины ударного, периодического и вибрационного действия: Материалы междунар. науч. симп. Орел: ОрелГТУ, 2000. С. 46-52.
3. Кирьянов Д.В. Mathcad 13. СПб.: БХВ-Петербург, 2006. 570 с.

УДК 622.284(574.32)

*Ж.П. ВАРЕХА
В.Ф. ДЕМИН
А.В. САРАНЧУКОВ
В.В. ДЕМИН*

Исследование физико-механических процессов в массиве вмещающих пород при проведении горных выработок

Одним из экономически оправданных способов крепления горных выработок угольных шахт становится применение сталеполлимерных анкеров. Обеспечение устойчивости выработки осуществляется за счет упрочнения в пределах свода слоистых пород кровли механической связью контура выработки с частью приконтурного слоя вмещающего массива.

Существенными факторами, определяющими изменение закономерностей проявлений горного давления, являются непрерывный рост глубины разработки угольных месторождений и вовлечение в эксплуатацию участков со сложными горно-геологическими условиями. В настоящее время средняя глубина разработки угольных пластов в Карагандинском бассейне достигла 550-650 м. Увеличилось количество шахтопластов с неустойчивой (42 %) и труднообрушаемой (27 %) кровлей и геологическими нарушениями (55 %).

Важной проблемой при подготовке фронта очистных работ является обеспечение устойчивости подготовительных выработок на весь период их эксплуатации, особенно при выемке пластов на больших глубинах. Существующая тенденция применения бесцеликовой технологии отработки пластов требует изыскания надежных средств охраны подготовительных выработок, в первую очередь, примыкающих к очистному пространству.

Возможность эффективного применения анкерной крепи определяется целым рядом факторов, связанных с условиями залегания, особенностями технологии разработки, а также с самой технологией анкерного крепления.

Влияющими горно-геологическими факторами при этом являются: глубина залегания (что определяет величину вертикальной и горизонтальной составляющих горного давления); мощность пласта;

угол залегания пласта; свойства вмещающих пород. К горно-техническим факторам отнесены: расположение подготовительных выработок относительно очистных забоев и порядок с последовательностью их использования; требуемая форма и размеры поперечного сечения выработки.

Природные факторы включают геологические, тектонические и гидрогеологические условия, которые характеризуются залеганием угольного пласта (мощность, строение и степень метаморфизма) и свойствами вмещающих пород (непосредственной и основной кровли и почвы пласта), а также гранулометрическим и вещественным составами слагающих зерен и цементирующих их веществ, показателями сопротивления их сжатию, растяжению или сдвигу, нарушенностью и водообильностью, устойчивостью отдельных слоев пород.

Проявления технологических факторов обуславливаются глубиной разработки, направлением и скоростью подвигания подготовительных забоев, способами проведения и охраны, видами крепи и технологической схемой крепления горных выработок.

Основными видами деформаций горных пород являются: обрушение, высыпание, выдавливание, куполение, отжим угля, выбросы угля и пучение пород почвы.

Факторами, влияющими на возможность применения анкерной крепи в подготовительных выработках, являются: прочность закрепления анкеров во вмещающих породах; размеры области опасных деформаций пород вокруг выработок; величина смещения пород кровли, боков за срок службы выработки и предельная величина безопасного смещения (опускания) закрепленных анкерами пород кровли в выработке за срок ее

службы. По мере увеличения глубины разработки наблюдаются различные виды деформаций вмещающих пород и угля, которые обуславливаются сочетанием различных факторов. Все виды деформаций определяются изменением естественного напряженного состояния пород при проведении выработок. Они могут проявляться в результате влияния природных и технологических факторов в определенных местах.

В связи с переходом к разработке угольных пластов на глубоких горизонтах, увеличению концентрации горных работ и повышению нагрузки на очистной забой возрастают требования к надежности эксплуатации подготовительных выработок. Схема образования вокруг выработки областей с различным напряжённым состоянием пород представлена на рисунке 1.

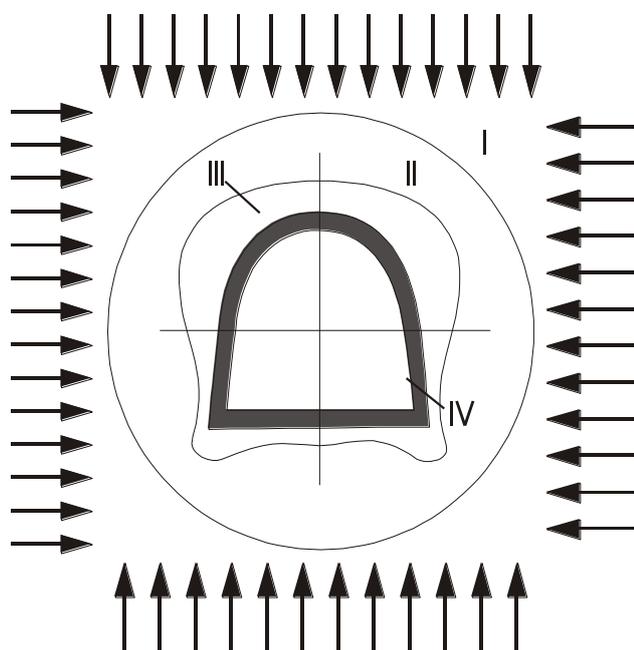


Рисунок 1 — Схема образования вокруг выработки областей с различным напряжённым состоянием пород:

- I — область массива, не испытывающая влияния выработки; II — область упругих деформаций;
- III — область неупругих деформаций; IV — область разрушения пород вокруг выработки

Для оценки интенсивности горно-физических процессов, происходящих в массиве горных пород от влияния очистных работ, произведено физическое моделирование напряженно-деформированного состояния на эквивалентных материалах для условий пласта k_7 шахты им. Т. Кузембаева. Экспериментальные исследования на плоской модели из эквивалентных материалов (рисунок 2) производились на стенде размерами: длина 1,5 м, ширина 0,22 м, высота 2,0 м. Высота модели при масштабе 1:200 составила 0,9 м, остальная часть нагрузки заменялась искусственным пригрузом.

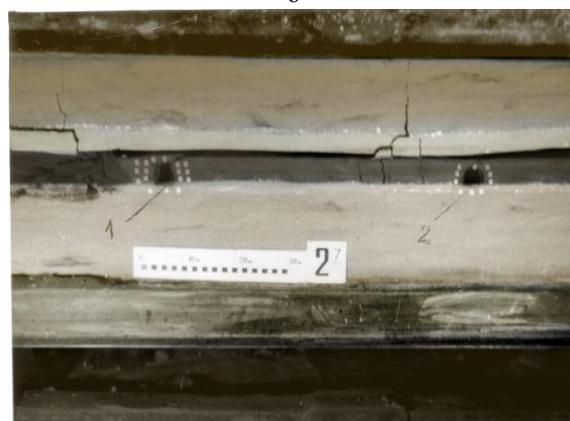
Моделирование производилось на основе песчано-парафино-слюдяных смесей. Для измерения величины и выявления характера распределения опорного

давления применялись деформометры Д-2. Толщина измерительной пластинки выбиралась в соответствии с ожидаемыми нагрузками и жесткостью эквивалентного материала. Пластинки изготавливались из стали Ст-5 ($30 \times 15 \times 1$) $\cdot 10^{-3}$ м. На измерительную пластинку наклеивались проволочные электротензометры типа 2ПКБ-20-100 с базой 0,2 м и сопротивлением 100,3 Ом. С помощью тензометров измерялся прогиб пластинок. Показания регистрировались электронным многоточечным мостом ИИД-3. Давление на границе с выработанным пространством составило 7,7 МПа, а вышележащих пород на уровне пласта — 0,025 МПа. Частота установки реперных марок для измерения перемещений вышележащих слоев составляла 0,025x0,025 м в модели, что соответствовало в натуре 5x5 м.

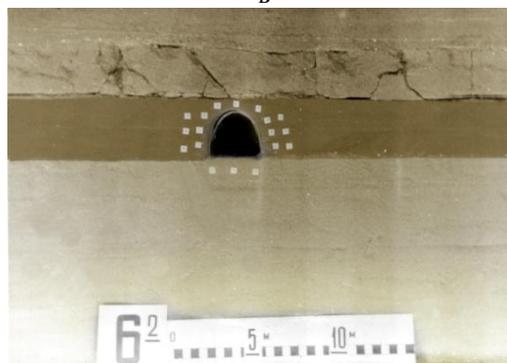
а



б



в



г



Рисунок 2 — Физическое моделирование геомеханических процессов при проведении и поддержании выемочных выработок: а — общий вид модели; б — деформационный процесс в пределах выемочного столба; в, г — деформации во вмещающих породах до и после прохода лавы

Смещения пород кровли и почвы продолжались в течение всего времени наблюдений. Уменьшение высоты выработки составляло около 1000 мм, сближение боков — 360 мм. Сближение кровли с почвой обуславливалось как смещением пород кровли, так и смещением почвы — в одинаковой степени. При этом около 70 % смещений определялось расслоением приконтурной толщи (около 2 м).

На участке с применением усиленной крепи первоначально наблюдалось интенсивное смещение пород кровли и почвы. После достижения заданного сопротивления крепи сближения пород и почвы практически не отмечалось. Уменьшение высоты составило 600 мм, а сближение боков выработки — 120 мм.

В зоне влияния очистной выемки отмечались существенные изменения в динамике интенсивности роста смещений. Уменьшение высоты выработки составило 920 мм, в то время как на участке с усиленной крепью — 300 мм. Расслоение приконтурной толщи продолжало увеличиваться.

Значения деформаций вне зоны и в зоне влияния очистных работ приведены в таблице 1.

Как видно из таблицы, на участках с усилением крепи величина сближения пород почвы и кровли уменьшилась в 1,5-3 раза, а величина сближения боков выработки — в 2,5-3 раза.

Сопротивление крепи влияет на деформирование слоев и выражается в сжатии слоев, расположенных ближе к контуру выработки. Применение крепи более высокого сопротивления препятствует росту общих смещений контура выработки, так как она ограничивает развитие деформаций ползучести в глубине массива из-за уплотнения слоев у контура выработки. При этом уплотненные слои создают в вышележащих слоях напряженное состояние, близкое объемному. Влияние крепи на смещение пород кровли и боков выработки наиболее сильно проявляется на участке выработки за зоной влияния очистных работ.

Полученные результаты позволили установить возможность уменьшения в 2-3 раза величины смещений пород в выемочных выработках пласта путем повышения сопротивления крепи с 3-4 до 15-20 т/м². Крепь должна немедленно включаться в работу во время проведения выработки за счет установки крепи усиления с отставанием от забоя выработки не более чем на 7-10 мм.

Эпюры контактных давлений, действующих на арочную крепь, представлены на рисунок 3.

Таблица 1 — Деформации в зоне и вне влияния зоны очистных работ

Вид деформации	Величина деформации, мм			
	Вне зоны влияния очистных работ		В зоне влияния очистных работ	
	участок без усиления крепи	участок с усилением крепи	участок без усиления крепи	участок с усилением крепи
Сближение почвы и кровли	970	780	900	320
Сближение боков выработки	370	130	310	120

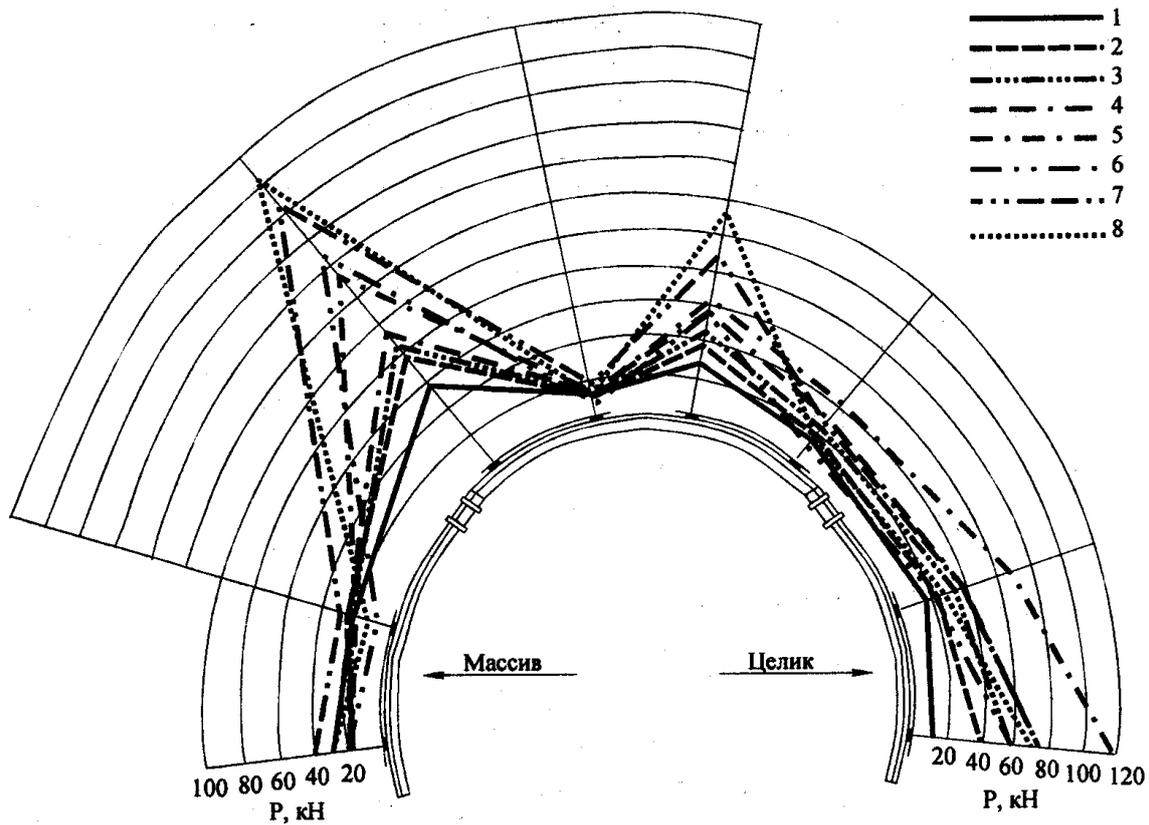


Рисунок 3 — Эпиюры контактных давлений на арочную крепь 1-8 при расстоянии за лавой, равном соответственно 0, 15, 25, 35, 45, 55, 80, 160 м

Нагрузка на анкерную крепь до и после прохода лавы характеризуется эпиюрами (рисунок 4), которые показывают рост напряжений в выработке, поддерживаемой за лавой на границе с выработанным пространством с охранным породным сооружением для разгрузки выработки от горного давления.

Для определения величины смещения пород в выработке, охраняемых породными полосами для горно-геологических условий разработки пологих угольных пластов бассейна, выполнены расчеты. В качестве исходных данных принимались: протяженность крыла панели — 1 км, длина лавы — 190-230 м, сечение выработки в свету $S_{св} = 12,8-14,4 \text{ м}^2$, скорость подвигания очистного забоя — 10-15 м/сут, подготовительного — 15-20 м/сут, мощность пласта — 1,5 м, срок службы выработки — 3 года. В кровле пласта залегают глинистые и песчаные сланцы прочностью в

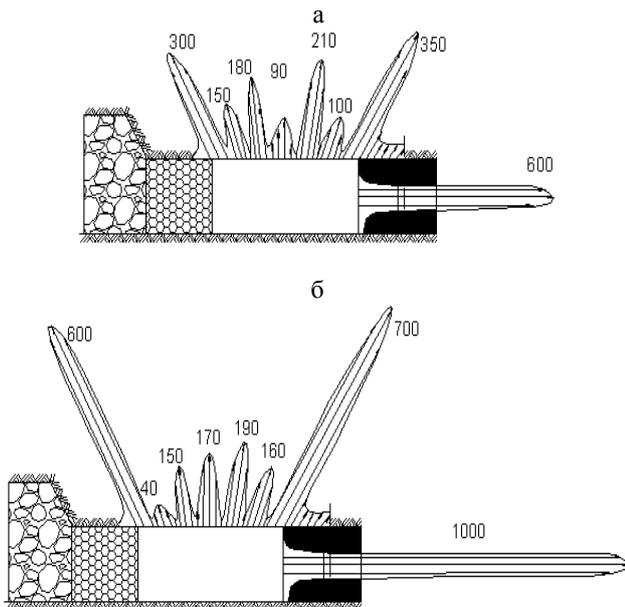


Рисунок 4 — Нагрузка на анкерную крепь до (а) и после (б) прохода лавы

образце до 4000 тс/м^2 . На рисунке 5 приведены зависимости средней величины смещения контура выработки от глубины разработки $U=f(H)$ при охране породными полосами шириной 6-12 м. Как видно на рисунке 5 при увеличении глубины разработки до 800 м величина смещения пород резко возрастает, а затем наблюдается выполаживание кривых, так как при принятых горно-геологических условиях сдвигение пород над выработкой за срок ее службы распространяется на глубину, не превышающую 900 м.

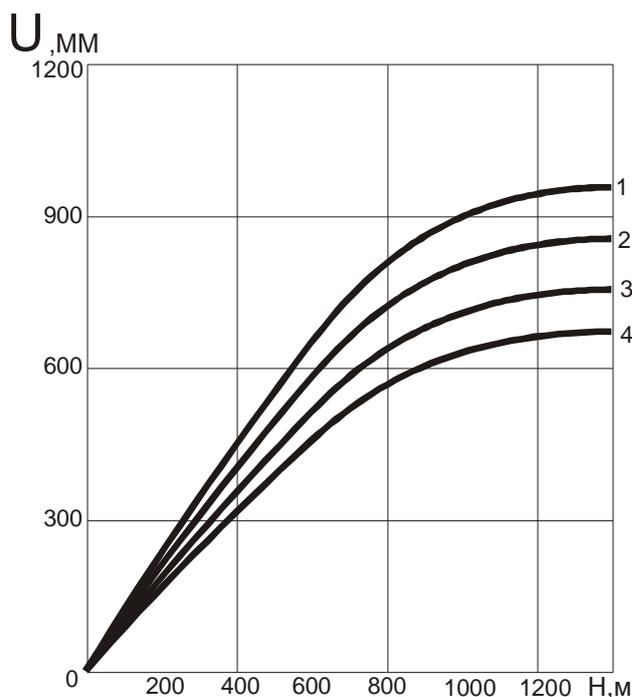


Рисунок 5 — Зависимость смещения контура выработки от глубины разработки при ширине породных полос, равной соответственно 5 м (1); 7 м (2); 9 м (3); 11 м (4)

При увеличении ширины породной полосы в два раза для одних и тех же горно-геологических условий величина смещения пород уменьшается в 1,2-1,4 раза.

УДК 553.3/4:5553.2(574.3)

И.С. СИДОРЕНКО

К вопросу о платиноносности руд месторождения Камкор

Медное месторождение Камкор известно с 50-х гг. Проблема платиноносности месторождения обсуждается уже на протяжении 40 лет. В 1967 г. Л.Е. Филимоновой [1] опубликованы данные о присутствии платиноидов в пирротине ($Pt = 0.01 \text{ г/т}$, Pd от 0.01 до 0.1 г/т), в халькопирите ($Pt = 0.003-0.004 \text{ г/т}$, Pd — следы), в пирите ($Pt = 0.006 \text{ г/т}$, $Pd = 0.16 \text{ г/т}$).

В начале 90-х гг. прошлого столетия Карагандинской ГРЭ на площади рудопроявления пройдены две скважины, которые вскрыли маломощное тело сплошных медно-никелевых руд и обширные интервалы рассеянного медно-никелевого оруденения в основных и ультраосновных породах. Нами изучена серия рудных образцов и вмещающих ультрабазитов.

Минеральный состав руд оказался относительно простым. Главные рудные минералы: пирротин, халькопирит, пентландит; второстепенные: пирит, титаномагнетит, магнетит, хромит, ильменит, виоларит; редкие: макинавит, зигенит, полидимит, золото, сульфиды платины.

В изученных образцах рудные минералы образуют гнездовую и пятнистую вкрапленность в породах. Участками рудный агрегат выполняет межзерновые

пространства нерудных минералов и многочисленные трещины в них. В богатых рудах отмечаются массивные текстуры с округлыми пятнами (глазками) нерудных минералов. Во вкрапленных рудах размер вкраплений рудных минералов колеблется от долей до 3-4 мм.

Поиски платиноидов осуществлялись в полированных шлифах и в протолочках. В полированных шлифах из скважины 1 на глубинах 80, 116 и 120 метров были обнаружены микровключения минералов с высокой отражательной способностью, размером 5-10 мкм. Их состав определялся на микрозонде.

В образце с глубины 80 м в халькопирите изучено зерно розовато-белого цвета с отражательной способностью выше халькопиритовой. На микрозонде полуколичественным анализом установлено наличие элементов Bi , Ag , Te в примерно равных соотношениях. По набору элементов и свойствам можно предположить вольнскит $AgBiTe_2$. Платиноиды в этом образце не обнаружены.

В образцах из глубин 116 и 120 м в тесной ассоциации с галенитом обнаружены микровключения минералов белого цвета. В одном микровключении отражательная способность выше пиритовой, в другом — очень близка к пиритовой. Из-за малых

размеров зерен точный процентный состав этих минералов микронзондовым анализом установить не удалось. Определены следующие элементы (вес, %):

глубина 120 м	глубина 116 м
<i>Te</i> – 22,77	<i>Te</i> – 26,69
<i>Bi</i> – 15,48	<i>Bi</i> – 35,40
<i>Pt</i> – 0,53	<i>Pt</i> – 1,13

По оптическим свойствам и набору элементов минералы относятся к группе пильзенита-хедлейита.

По результатам массового зондирования рудных минералов установлено, что примесь платины присутствует в пирротине, пентландите, виоларите, халькопирите и в тонких прорастаниях *Pb-Bi-Fe* сульфидов с теллуридами. Содержание платиноидов (таблица 1), нельзя принимать как абсолютно достоверное, можно говорить лишь о следах платиноидов. Согласно паспортным данным микронзонда Cameca SX100, уверенно о присутствии платиноидов можно говорить при их содержании 0,5 % и выше. Таким условиям удовлетворяют два анализа *Bi*-теллурида, приведенные выше в тексте. Результатом проведенных исследований является вывод о том, что платиноиды в рудах присутствуют в изоморфной или в самородной кристозернистой формах в ассоциации с висмутовыми и никелевыми минералами.

Таблица 1 — Состав минералов месторождения Камкор (вес, %)

№	Минерал	<i>S</i>	<i>Fe</i>	<i>Ni</i>	<i>Pb</i>	<i>Cu</i>	<i>Pd</i>	<i>Pt</i>	Сумма
1	Пентландит	33.00	27.00	39.84		0.08	0.02	0.06	100
2	Виоларит	40.20	23.00	36.65		0.03	0.01	0.11	100
3	Галенит	12.00	2.90		85.10				100
4	Пирит	53.00	46.46	0.51		0.01		0.02	100
5	Пирротин	39.86	59.50	0.40		0.10	0.04	0.10	100
6	Халькопирит	35.67	30.3	0.01		33.90	0.02	0.10	100

Для выяснения форм нахождения платиноидов во вкрапленных рудах месторождения Камкор было отобрано несколько проб-протолок большого веса, которые были обработаны комплексом методов и разделены на минералогические фракции. Целью исследований являлось определение физико-химическими и оптическими методами минеральных парагенезисов с участием платиноидов.

Первоначально концентрат стола был рассеян на фракции – 0,2 и + 0,2 мм и каждая из фракций изучена пробирно-атомно-эмиссионным методом анализа. Результаты анализа приведены ниже.

Предел обнаружения (г/т)	<i>Pt</i> – 0,001	<i>Pd</i> – 0,00
Фракция – 0,2 мм	<i>Pt</i> – 0,35	<i>Pd</i> – 1,07
Фракция + 0,2 мм	<i>Pt</i> – 0,23	<i>Pd</i> – 0,46

Для коллективного концентрата стола такие значения платиноидов являются уже коммерчески интересными.

При изучении оптическими методами тяжелой немагнитной фракции, состоящей из сульфидов и золота, самостоятельных минеральных форм платиноидов не встречено. Изучение полировок, изготовленных на основе порошка магнитной фракции, состоящей из магнетита и хромита, выявило несколько микроскопических зерен платиноидов, вкрапленных в хромитах. Изучение таких зерен на

микронзонде Cameca SX100 выявило следующий их состав (таблица 2). Размер зерен платиноидов оказался меньше диаметра электронного пучка, поэтому в анализе присутствуют также компоненты хромита, вмещающие зерна платиноидов.

Таблица 2 — Состав платиноидов, ассоциирующих с хромитом

Элемент	Зерно 1	Зерно 2	Зерно 3
<i>S</i>	2.79	7.44	7.26
<i>Rh</i>	0.13	0.65	0.43
<i>Pd</i>	0.00	0.23	0.61
<i>Sb</i>	0.00	4.88	3.51
<i>Te</i>	0.00	7.32	6.37
<i>Pt</i>	20.85	48.15	45.12
<i>Ir</i>	0.17	0.61	1.07
<i>Os</i>	0.03	0.59	0.27
<i>Cr</i>	31.84	6.64	12.43
<i>Fe</i>	17.76	3.58	6.15
<i>As</i>	0.00	3.06	2.56
Сумма	73,57	83.15	85.78

Из таблицы 2 видно, что это два платиновых минерала, различающиеся по содержанию сурьмы, теллура, мышьяка и платины. Во всех трех анализах соотношение железа и хрома не меняется: содержание хрома примерно в два раза больше железа. Это значит, что хром и железо заимствованы из хромита и железо не принадлежит платиновым минералам. Исключение их из анализов и пересчет оставшихся элементов на 100 % приводит к формуле куперита *PtS* (зерно 1) и к сложному платиновому сульфиду, который является либо новым минералом типа (*Pt Ru Rh Ir Pd*) (*As S*) (*Te Sb Cu*), либо смесью нескольких минералов с участием минерала платины.

Открытие платиновых минералов в рудах Камкора резко повысило его рейтинг среди прочих рудопроявлений. В результате в 2005 г. Комитетом геологии и недропользования был выдан заказ ТОО «Центргеолсъемка» на предварительную разведку рудопроявления. К концу 2006 г. было пробурено 24 скважины общим метражом около 2000 м. Руды представлены вкрапленностью и гнездами сульфидов в измененных магматических породах. Распределение оруденения в породах крайне неравномерно. Изменения связаны с поздне- и постмагматическими процессами отделения от гранитного массива, в котором основные и ультраосновные породы оказались в виде останков. Главным материалом для наших исследований являлся керн из двух буровых скважин №№ 32, 38. Из керна скважины 32 изготовлено 33 полированных шлифа, из керна скважины 38 — 1. Кроме того, изготовлено 3 искусственных шлифа из сульфидного концентрата, полученного путем обработки измельченного материала керна скважины № 32 на концентрационном столе.

Изготовленные шлифы изучены в отраженном свете на микроскопе ПОЛАМ Р-312. Установлено, что рудные минералы представлены пирротинном, пиритом, марказитом, халькопиритом, пентландитом, раммельсбергитом, саффоритом, сфалеритом,

галенитом, блеклой рудой, ильменитом, магнетитом, гидроокислами железа, пиролюзитом, самородным золотом. Содержания рудных минералов определены методом стандартного препарата.

В количественном отношении главными рудными минералами являются пирротин, халькопирит, пирит, марказит, а в промышленном отношении — халькопирит. Остальные минералы, имеющие практическое значение, присутствуют в незначительном количестве. В искусственных полированных шлифах в значительном количестве (до 56,4 %) присутствует магнетит. Здесь же встречено самородное золото.

В процессе микроскопического изучения руд были выявлены мелкие образования с высокой отражательной способностью. Проверка их на микрозонде на платиноиды выявила никелевые минералы и сопутствующие им минеральные формы (мелонит, теллурависмутит, шеелит, сфалерит, пентландит).

Из скважины № 32 была образована штуфная проба весом 5,2, которая после измельчения до

фракции –0,5 мм обогащена гравитационными методами, а затем концентрат разделен на электромагните на три фракции: магнитную, немагнитную и промежуточную. Анализ на платиноиды был выполнен масс-спектрометрическим методом на приборе ICP в лаборатории контроля качества при Госбанке РК. Содержание платины и палладия приведены в таблице 3.

Таблица 3 — Платиноиды в минералах и концентратах

Элемент	Ед. измерения	Промежуточная	Немагнитная	Магнитная
<i>Pd</i>	<i>ppm</i>	<0.01	<0.01	<0.01
<i>Au</i>	<i>ppm</i>	1.1	7.9	0.95
<i>Pt</i>	<i>ppm</i>	<0.01	<0.01	<0.01

По результатам исследования сделан вывод, что описанные платиново-палладиевые соединения являются аксессуарными минералами ультраосновных пород, находятся в ассоциации с зёрнами хромитов и коммерческого значения не имеют.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рыспаев А., Филимонова Л.Е. Геология и металлогения Успенской тектонической зоны. Месторождение Камкор. Алма-Ата: Наука, 1967. 182 с.

УДК 622.8

К.З. ИСКАКОВ

Метод расчета критерия эндогенной пожароопасности технологической схемы выемочного участка угольной шахты

Технологическая схема добычи угля в выемочном участке шахты включает в себя совокупность условий и параметров функционирования всех элементов, обеспечивающих работу участка. Основные элементы и их характеристики — это подвигание очистного забоя, способ и режим проветривания, схема и режим управления газовыделением, величина технологических потерь угля и т.п.

Комплексного критерия (или показателя) эндогенной пожароопасности, охватывающего горно-геологические условия, технологические параметры разработки и внутренние свойства угля, в настоящее время не существует. Пожароопасность горно-геологических условий обычно оценивается общими словами. Технологические схемы считаются пожаробезопасными, если выполняется условие $\tau_{акт}/\tau_{инк} \leq 1$, где $\tau_{акт}$ — время, в течение которого уголь в отработанной части за лавой находится в зоне активного проветривания, и зависит от скорости подвигания линии очистного забоя; $\tau_{инк}$ — инкубационный период угля разрабатываемого пласта.

Пожароопасность, определяемая внутренними свойствами угля, оценивается по склонности к самовозгоранию, которая устанавливается по результатам лабораторного теста и основывается только на сорбции кислорода углём.

Оценку риска самовозгорания определенной марки угля в определенных горно-геологических условиях и с применением конкретных технологических схем целесообразно проводить на некотором множестве $\mathcal{L} = \{G_i, T_j, \Phi_k\}$, элементами которого являются горно-геологические G_i , горно-технические и технологические T_j , физико-химические Φ_k факторы. Тогда конкретный проектируемый и действующий выемочный участок может быть, хотя бы укрупнено, описан тройкой элементов из множества \mathcal{L} . К примеру, подмножество $\{G_1, T_1, \Phi_1\} \subset \mathcal{L}$ определяет, что работа выемочного участка происходит в условиях наличия тектонических нарушений (следовательно, окислению может подвергаться измельченный уголь), прямоочной схемы проветривания, обуславливающей пожароопасные утечки через выработанное пространство, и незначительной скорости подвигания очистного забоя, повышенной химической активности угля, обусловленной выходом летучих, содержанием пирита и другими внутренними свойствами угля. Следует ожидать, что в этих условиях риск самовозгорания угля может быть достаточно высоким.

В данной работе предлагается ввести коэффициент риска эндогенной пожароопасности технологической схемы выемочного участка, вычисляемый по формуле

$$K_{Э.П.} = \sqrt{\mu_{г.г} \frac{\Delta t_{г.г}}{\Delta t_0} + \mu_{м.с} \frac{\Delta t_{м.с}}{\Delta t_0} + \mu_{ф.х} \frac{\Delta t_{ф.х}}{\Delta t_0}}, \quad (1)$$

где $\mu_{г.г}$, $\mu_{м.с}$, $\mu_{ф.х}$ — соответственно, нормирующие весовые коэффициенты, определяющие долю вклада определенного множества факторов в общий интегрированный коэффициент риска, удовлетворяющие равенству

$$\mu_{г.г} + \mu_{м.с} + \mu_{ф.х} = 1; \quad (2)$$

$\Delta t_{г.г}$, $\Delta t_{м.с}$, $\Delta t_{ф.х}$ — соответственно, скорость нарастания начальной температуры самонагрева угля от воздействия горно-геологических, технологических и физико-химических факторов, град/час; Δt_0 — скорость нарастания начальной температуры самонагрева угля в адиабатических условиях, град/час.

Рассмотрим подробнее возможные источники данных, необходимых для вычисления коэффициента риска по формуле (1).

Весовые коэффициенты могут быть определены как относительные частоты возникновения очагов самовозгорания (в пределе — это вероятности), вычисленные по статистическим данным для различных бассейнов.

В качестве первого приближения можно принять данные об относительных частотах возникновения эндогенных пожаров, связанных (или определенных) с тремя вышеуказанными множествами факторов, приведенные автором работы [1].

В таблице 1 представлены систематизированные укрупненные относительные частоты возникновения эндогенных пожаров из упомянутой работы.

В частности, если оценивать коэффициент риска эндогенной пожароопасности в условиях наличия сближенных пластов в кровле пласта (опасность обрушения в выработанное пространство угля этих пластов), низкой скорости подвигания очистного забоя (наличие значительных утечек воздуха в зоне активного проветривания за лавой) и определенного

процентного содержания в угле летучих веществ (опасность перехода самонагрева в самовозгорание при низких критических температурах), то по данным таблицы 1 можно принять $\mu(I) \approx 0,140$, $\mu(T) \approx 0,530$ и $\mu(\Phi) \approx 0,33$.

Ясно, что возможно большое количество формальных сочетаний элементов из рассматриваемых трех множеств факторов. Однако практически первые два множества факторов связаны между собой таким образом, что технологии подготовки и добычи во многом зависят от горно-геологических условий. Существуют типовые технологические схемы, ориентированные на конкретные горно-геологические условия. Следовательно не будет случайного перебора, а вполне определенные сочетания элементов этих двух множеств.

Что касается элементов множества физико-химических свойств угля, то многие характеристики угля известны уже при проведении разведочных работ. При начале непосредственных горных работ по новым пробам угля целесообразно уточнить известные или получить новые характеристики.

На практике в условиях сложных очистных работ практически не удастся (да и иногда невозможно) получить непосредственные результаты измерений температуры в выработанном пространстве. Если при отработке выемочного столба с прямоточной схемой проветривания участка ещё есть возможность вести наблюдения по термодатчикам, установленным в поддерживаемой выработке с исходящей струёй воздуха, то при возвратоточных на целик схемах такой возможности нет. Показания температуры по термодатчикам не вполне соответствуют состоянию самонагрева в очаге интенсивного окисления угля, поскольку расстояния от очагов самовозгорания до термодатчиков могут составлять сотни метров. С учетом малых скоростей фильтрационных потоков воздуха порядка от 0,005 до 0,001 м/с за время достижения потоком термодатчика температура значительно снизится за счет теплоотдачи в окружающий массив.

Таблица 1 — Относительные частоты возникновения эндогенных пожаров по факторам

Множество факторов	Элементы множества	Диапазон относительных частот, μ
Горно-геологическое	характер пород кровли	от 0,130 до 0,175
	наличие сближенных пластов в кровле	от 0,102 до 0,168
	мощность пласта	от 0,003 до 0,393
	угол падения	от 0,116 до 0,210
	геологические нарушения	от 0,148 до 0,158
	сближенные пласты в почве	от 0,145 до 0,169
Технологические	величина потерь угля	от 0,171 до 0,542
	скорость подвигания лавы	от 0,105 до 0,531
	длина выемочного столба	от 0,280 до 0,541
	расход воздуха на участке	от 0,372 до 0,512
Физико-химические	зольность	от 0,019 до 0,280
	выход летучих	от 0,124 до 0,335
	теплота сгорания	от 0,066 до 0,255
	содержание серы	от 0,063 до 0,385
	влажность угля	от 0,134 до 0,198

Математическая модель расчета температуры в угольном скоплении [2] позволяет исследовать динамику самонагрева угля в зависимости от следующих исходных данных: размеров и массы угольного скопления; типа пород, окружающих уголь и их термодинамических свойств; количества (объемный расход) воздуха с нормальным содержанием кислорода; времени контакта угля с воздухом; среднего фракционного состава угольного скопления; природной газоности угля; показателей химической активности угля.

На этой модели возможность изучать влияние горно-геологических и технологических факторов на самовозгорание угля и через коэффициент риска эндогенной пожароопасности $K_{э.л.}$ оценивать проектируемую или действующую технологию. Размеры и масса угольного скопления позволяют моделировать размеры выработанного пространства, величину потерь угля, его удельный вес. Тип пород определяет породы непосредственной кровли; количество воздуха — режим проветривания и управления газовой выделением; время контакта — подвигание линии очистного забоя. То есть в достаточно полной мере можно моделировать функционирование технологической схемы работы выемочного участка и отслеживать динамику роста температуры с учетом его физико-химических свойств.

В качестве примера, демонстрирующего возможности модели, для расчета и оценки коэффициента эндогенной пожароопасности условий и технологии отработки угольного пласта в данной работе выполнены расчеты температуры в угольном скоплении со следующими параметрами: ширина угольного массива (аналог длины лавы) $K = 10$ м; длина скопления (аналог протяженности отработанной части выемочного столба, y) от 10 до 100 м; высота слоя угля (аналог мощности пласта) 3,5 м; количество угля (аналог коэффициента потерь) определялось по размеру и удельному весу; время окисления (аналог скорости подвигания очистного забоя) от 1 до 100 суток; количество воздуха (режим проветривания участка) от $1 \text{ м}^3/\text{с}$ до $5 \text{ м}^3/\text{с}$; уголь пласта K_{12} шахты «Саранская» с определенными показателями химической активности: $U = 4,41 \cdot 10^{-9} \text{ м}^3/\text{кг}\cdot\text{с}$, $E = 0,78 \cdot 10^9 \text{ м}^3/\text{кг}\cdot\text{с}\cdot\text{град}$; начальная температура угля 18°C .

Следует отметить, что используемая математическая модель имитирует не адиабатический процесс окисления угля, а близкий к реальным условиям, с учетом рассеивания тепла в окружающий массив за счет теплопроводности пород, выноса тепла потоками воздуха и поглощение тепла при десорбции метана из угля.

Поэтому следует ожидать, что рост температуры самонагрева угля будет менее интенсивным, чем при адиабатическом процессе, когда всё выделившееся при реакции окисления тепло расходуется на нагрев угля.

В рассматриваемом модельном примере в большей степени сказываются технологические факторы (коэффициент потерь принят равным единице, низкая скорость подвигания, достаточно большой приток воздуха для небольшого объема угольной массы) и физико-химические факторы (высокие показатели химической активности), и в меньшей степени горно-геологические. Поэтому полученные результаты динамики роста начальной температуры самонагрева угля оцениваются коэффициентом эндогенной пожароопасности именно с точки зрения влияния указанных двух факторов.

При вычислении $K_{э.л.}$ принято расчетное базовое значение роста начальной температуры при адиабатическом окислении угля пласта K_{12} шахты «Саранская», равное $2,85$ град/час. Результаты моделирования и соответствующих расчетов приведены в таблице 2. Поскольку самонагревание в угольном скоплении происходит неравномерно во всем объеме, к расчету принималась максимальная температура в определенной точке массива. Рост температуры в конце каждого периода времени определялся как разница между начальной температурой ($T_0 = 18^\circ\text{C}$) и максимальной (T_{max}). Скорость роста температуры рассчитывалась как $\Delta T = (T_{\text{max}} - T_0)/\tau$, град/час. Для расчета коэффициента эндогенной пожароопасности по формуле приняты следующие значения: $\Delta t_0 = 2,85$ град/час; $\mu_{э.л.} = 0$, поскольку не задавались какие-либо аномальные горно-геологические условия.

$\mu_{м.с.} = 0,54$ — доля вклада «потерь угля», т.к. смоделировано условие, что окислению подвергается угольный пласт с обрушением на полную мощность;

$\mu_{ф.х.} = 0,33$ — доля вклада «летучих веществ» и «содержания серы» в повышении температуры самонагрева угля.

Начальное повышение температуры составило $\Delta t = (81,6 - 18)/24 \approx 2,68$ град/час. Соответствующий начальный коэффициент эндогенной пожароопасности

$$K_{э.л.} = \sqrt{\mu_{м.с.} + \mu_{ф.х.} \cdot \Delta t / \Delta t_0} = \sqrt{0,87 \cdot 0,94} = 0,904.$$

Из структуры формулы (1) следует, что максимальный коэффициент эндогенной пожароопасности равен единице, когда рост начальной температуры самонагрева угля, обусловленный определенной комбинацией элементов из трех множеств факторов, окажется равным росту температуры в адиабатических условиях без теплообмена с окружающей средой.

В принципе это предельный случай, который в шахтных условиях почти невозможен. Однако если все лабораторные исследования и расчеты выполнены корректно, то получение результата $K_{э.л.} \approx 1$ должно настораживать и проектировщиков и эксплуатационников.

Таблица 2 — Значения максимальной температуры T_{max} и скорости роста температуры самонагрева ΔT за время τ

Результат расчета	Время τ , сутки
-------------------	----------------------

	1	3	5	10	20	40	50	100
Максимальная температура, °С	81,6	76,7	70,7	63,4	60,4	60,0	59,9	62,6
Скорость роста температуры, °С/час	2,68	2,52	2,32	2,08	1,98	1,98	1,98	2,09
Коэффициент эндогенной пожароопасности	0,904	0,849	0,782	0,702	0,668	0,668	0,668	0,705

В рассматриваемом случае (примере модели) величина $K_{э.н.}=0,904$ обусловлена тем, что наличие большой массы окисляющегося угля («коэффициент потерь»=1) с высокой химической активностью, выходом летучих способно сгенерировать точечный очаг самонагревания с температурой 82 °С, близкой к среднекритической для пласта K_{12} .

Как видно из данных таблицы 2, максимальная температура самонагревания угля, скорость нарастания начальной температуры и, как следствие, коэффициент пожароопасности с течением времени снижаются до определенного момента, а затем появляется тенденция к увеличению всех трех показателей.

Снижение температуры самонагревания связано с тем, что по мере проникновения воздуха в глубь массива (эффект «подвигания лавы») в зоны с ранее повышенной температурой поступает меньшее количество воздуха (а, следовательно, и кислорода), а очаг интенсивного окисления и самонагревания смещается к точкам с большим количеством воздуха. Дальнейшее повышение температуры и, следовательно, риска самовозгорания обусловлено достижением временных границ инкубационного периода в тех местах, где и при фильтрационных потоках воздуха кислорода достаточно для

поддержания самонагревания. На практике это могут быть зоны геологических нарушений с измельченным углем, зоны с пожароопасными технологическими потерями угля, через которые проходят пожароопасные утечки воздуха и т.п.

Коэффициент эндогенной пожароопасности, описанный и показанный для примера, позволяет рассчитывать и оценивать его дифференцированно. Это значит, что можно, изменяя условия, параметры технологии и имея достаточно надежные результаты лабораторных анализов состава и свойств угля, получать оценки влияния каждого из трех факторов на степень пожароопасности с учетом всей имеющейся информации о работе выемочного участка.

Выводы

1. Существующие методы оценки пожароопасности технологических схем сложного процесса функционирования выемочного участка базируются на двух показателях — склонность к самовозгоранию и инкубационный период.

2. Предложенный метод количественного расчета комплексного (обобщенного) критерия пожароопасности позволит оценивать степень риска возникновения эндогенного пожара с учетом режимов и условий работы основных обеспечивающих элементов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Игишев В.И. Борьба с самовозгоранием угля в шахтах. М.: Недра, 1987. 165 с.
2. Чеховских А.М., Давыдов Е.Г., Калякин Г.В., Емелин П.В. Расчет температурного поля в выработанном пространстве // Тр. XI симпозиума по горению и взрыву. Химическая физика процессов горения и взрыва. Черниговка, 1996. Т. 1. С. 192-195.

УДК 622

А.А. ЖАНБАТЫРОВ

Техногенно-минеральные образования и пути их использования

Актуальность проблемы переработки отвалов марганцеворудной мелочи обусловлена тем, что по сложившейся практике на АО «Жайремский ГОК» добываемые марганцевые руды подвергаются неглубокой, дешевой переработке, заключающейся в дроблении и грохочении (рассеву по классу крупности). При такой технологии переработки товарной продукцией (марганцевым концентратом по терминологии СНГ, рудой металлургического сорта — по терминологии стран Запада) является крупнокусковая руда (крупнее 10 мм), отгружаемая на металлургические заводы России и Казахстана. Образующаяся при этом марганцеворудная мелочь (классы 0-10 мм), выход которой достигает 50 % от общего объема добытой руды, не может отправляться в металлургический передел без дополнительной переработки и складироваться в отвалы.

Основными причинами низкой ликвидности марганцеворудной мелочи в качестве металлургического сырья являются:

- Пониженное содержание основного компонента — марганца (20-22 %), что требует обогащения сырья с повышением содержания марганца до 40-45 % в соответствии с требованиями ферросплавного производства;
- Неблагоприятный гранулометрический состав сырья (преобладание мелких классов крупности), что ухудшает работу металлургических печей за счет снижения газопроницаемости шихты, а также ухудшает экологические условия металлургического производства;
- Наличие отвалов вызывает экологическую нагрузку на площадь их расположения, включая распыление металлической составляющей (в том числе свинца, таллия и др.) и попадание металлов в подземные воды.

На территории Жайремского горно-обогатительного комбината по состоянию на 01.01.2008 г. находится 39 рудных склада и отвалов.

Техногенно-минеральные образования, сформированные до 31 мая 1992 г. согласно законодательства о недрах и недропользовании, являются собственностью государства и право недропользования на них можно получить путем участия в тендере инвестиционных проектов.

Как видно, некоторые отходы обогащения имеют достаточное содержание полезных компонентов и при высоком уровне технологии переработки могут быть использованы для получения товарной продукции, т.е. могут быть потенциальной минерально-сырьевой базой действующего производства.

Конкретная характеристика каждого техногенно-минерального образования представлена в соответствующих паспортах по форме «О» [2] и учет движения в них контролируется как на предприятии, так и в территориальных управлениях охраны и использования недр.

В Республике Казахстан создан государственный кадастр техногенно-минеральных образований, в котором размещена полная информация не только по отходам обогащения (шламы, хвосты), но и по вскрышным породам [1].

В настоящее время на предприятии совместно с научно-исследовательскими институтами проводится работа по вовлечению в промышленное производство техногенно-минеральных образований.

Как известно из мирового опыта, за последние 10 лет во множестве традиционных сфер применения, электромагнитные сепараторы были активно вытеснены с рынка современными высокоинтенсивными редкоземельными магнитными сепараторами. Эти аппараты базируются на передовой технологии высокоинтенсивных редкоземельных постоянных магнитов, которая позволила создать магнитные сепараторы, обладающие уникальным сочетанием технических характеристик. С одной стороны, эти сепараторы характеризуются высокой интенсивностью магнитного поля в рабочей зоне, превышающей интенсивность поля электромагнитных сепараторов, с другой стороны, полностью лишены присущих последним недостатков: материалоемкость, громоздкости конструкции, значительного веса, высокого расхода электроэнергии. Помимо того, что редкоземельные магнитные сепараторы высокоэффективны, экономичны, легки и компактны, их отличительной особенностью является также и то, что они относительно недороги по сравнению не только с зарубежными аналогами, но и с магнитными сепараторами, выпускаемыми в СНГ.

Основой применения магнитной сепарации марганцевых руд является повышенная восприимчивость марганцевых минералов (пиролюзит, псиломелан, браунит, гаусманит и др.), позволяющая с применением современной магнитной сепарационной техники получать марганцевые концентраты из рядовых марганцевых руд и отвалов обогащения.

К переработке можно использовать отвалы гравитационного обогащения марганцевых руд

месторождения «Ушкатын-3» (марганцевая мелочь) класса 0-10 мм.

Основным марганцевым минералом в руде является псиломелан, в меньшем количестве присутствует вернадит, пиролюзит, мапганокальцит, фриделит. Нерудная составляющая представлена в основном глинистыми минералами и мелкозернистым кварцем.

Эксперимент проводился на лабораторном высокоинтенсивном редкоземельном сепараторе LP 10-30, производимым компанией «JNPROSYS».

Результаты эксперимента представлены в таблицах 1-5.

Таким образом, по результатам тестовых лабораторных испытаний на сепараторе LP 10-30 установлена принципиальная возможность получения продукта:

С содержанием Мп — 36,43 %;

Выходом — 22,04 %;

Извлечением Мп — 59,93 %.

Таблица 1 — Ситовой анализ исходного материала

	Наименование продукта, класс, мм	Выход, %		Содержание, %		Распределение, %	
		Г	%	Fe	Mn	Fe	Mn
	-10+2,5	528,0	37,82	24,92	26,64	48,76	50,29
	-2,5+1	192,0	13,75	25,56	24,15	18,18	16,37
	-1+0,08	218,0	15,62	23,16	21,28	18,72	16,59
	-0,08+0	458,0	32,81	8,45	10,11	14,34	16,55
	Исходный материал	1396,0	100,0	19,32	20,04	100,00	100,00

Таблица 2 — Магнитная сепарация класс +2,5 мм

№	Наименование продукта	Выход, %		Содержание, %		Извлечение, %	
		От опер.	От исх.	Fe	Mn	Fe	Mn
1	Магнитный	42,11	15,93	19,48	37,81	32,93	59,77
2	Немагнитный	57,89	21,89	28,88	18,52	67,07	40,23
3	Исходный +2,5 мм	100,00	37,82	24,92	26,64	100,00	100,00

Таблица 3 — Магнитная сепарация класс -2,5+1 мм

№	Наименование продукта	Выход, %		Содержание, %		Извлечение, %	
		От опер.	От исх.	Fe	Mn	Fe	Mn
1	Магнитный	44,44	6,11	2,59	3,21	44,32	60,41
2	Немагнитный	55,56	7,66	2,57	1,78	55,68	39,59
3	Исходный -2,5+1 мм	100,00	13,75	2,55	2,41	100,00	100,00

Таблица 4 — Магнитная сепарация класс +1 мм

№	Наименование продукта	Выход, % от опер. от исх.	Содержание, %		Извлечение, %	
			Fe	Mn	Fe	Mn
1	Магнитный	22,04	21,15	36,43	36,02	59,93

2	Немагнитный	29,53	28,03	18,18	63,98	40,07
3	Исходный +1 мм	51,51	25,09	25,98	10,00	10,00

Таблица 5 — Магнитная сепарация класс -1+0,08 мм

№	Наименование продукта	Выход, %		Содержание, %		Извлечение, %	
		От опер.	От исх.	Fe	Mn	Fe	Mn
1	Магнитный	74,31	11,61	28,22	28,66	90,76	93,81
2	Немагнитный	25,69	4,01	8,34	5,13	9,24	6,19
3	Исходный -1+0,08 мм	100,00	15,62	23,11	22,88	100,00	100,00

Установлена необходимость предварительной классификации перерабатываемого материала +1,0 мм (возможно снижение до +0,5 мм с целью повышения выхода), а также необходимость минимальной влажности перерабатываемого материала (0,5-1,0 %) для наиболее оптимальной работы магнитного сепаратора. Полученные результаты являются предварительными.

Реализация представленной и тестированной технологической схемы по переработке марганцевой мелочи позволит получить следующие ожидаемые параметры:

1. Исходные запасы марганцевой мелочи — 954,6 тыс. тонн;
2. Исходное содержание марганца — 22,88 %;
3. Выход концентрата — 22,04 %;
4. Содержание в концентрате марганца — 36,43 %;
5. Извлечение в концентрат марганца — 59,93 %;
6. Ожидаемый объем концентрата (товарной продукции) — 210,4 тыс. тонн.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Техногенное минеральное сырье рудных месторождений Казахстана: Справочник / Под ред А.А. Абдулина. Алматы, 2000. 122 с.
2. Паспорта на техногенно-минеральные образования по форме «0».

УДК 622.274:555.319

Б.Т. БЕРКАЛИЕВ
Г.А. АУКЕШЕВ

Надежность технологических схем выпуска и доставки руды

Доставка полезного ископаемого при очистной выемке является наиболее важным производственным процессом, и в ряде систем разработки её удельный вес может составлять значительную часть из общей стоимости очистных работ. Поэтому, одним из основных вопросов добычи полезного ископаемого является технологическое решение по выпуску и доставке руды.

Совершенствование технологических схем выпуск-доставка-погрузка руды при подземной разработке происходит по пути создания все более сложных доставочных средств (скреперные установки, погрузочно-доставочные машины, различные виды питателей и конвейеров). Однако при насыщении технологических схем машинами и механизмами, от которых зависит производительность труда на выпуске, доставке и погрузке руды, начинает сказываться фактор их надежности. При выборе вариантов технологических схем с применением различного оборудования возникает необходимость учитывать надежность машин и всей схемы в целом. При сравнении различных способов выпуска, доставки и погрузки руды необходимо учитывать фактор надежности и конструкцию днищ выемочных блоков.

1. Проблема исследования надежности — одна из важнейших проблем настоящего времени и при разработке сложных технических систем, к которым можно отнести рудную шахту, приобретает все большее значение. Роль надежности особенно возросла в связи с насыщением рабочих мест

сложным оборудованием, с помощью которого осуществляется комплексная механизация и автоматизация процессов добычи полезного ископаемого.

В качестве основных показателей оценки надежности принимаются [1]: λ_i — интенсивность отказов «i»-го элемента системы; μ_i — интенсивность восстановления работоспособности «i»-го элемента системы; K_g — коэффициент готовности, который определяется по формуле:

$$K_g = \frac{\mu_i}{\mu_i + \lambda_i} \quad (1)$$

Физическая сущность коэффициента готовности заключается в том, что он представляет собой вероятность работоспособного состояния технологической схемы в любой произвольный момент времени. Под работоспособным понимается такое состояние, при котором запланированные производственные процессы выполняются с получением максимальных технико-экономических показателей. Для оценки влияния надежности технологических схем выпуска и доставки руды на выбор рациональной конструкции днища блока воспользуемся данными технико-экономического сравнения рекомендуемых вариантов в условиях экспериментального рудника [2]. С целью выявления влияния фактора надежности на условную экономическую характеристику были выбраны два существующих и один предлагаемый варианты

конструкции днищ блоков: 1 — конструкция днища блока под вибровыпуск руды (вариант с траншейной подсечкой); 2 — конструкция днища блока под породопогрузочную машину ППН-1с; 3 — конструкция днища блока со скреперной доставкой.

По существующим данным, с некоторыми уточнениями, составлены зависимости условной экономической характеристики от коэффициента готовности по вариантам:

$$\mathcal{E}^1 = 1,32 + \frac{0,23}{K_2}, \text{ тг/т}; \quad (2)$$

$$\mathcal{E}^2 = 1,24 + \frac{0,74}{K_2} + \frac{0,7 - 0,24K_2}{0,98 - \frac{0,045}{K_2}}, \text{ тг/т}; \quad (3)$$

$$\mathcal{E}^3 = 1,18 + \frac{1,37}{K_2} + \frac{0,7 - 0,14K_2}{0,98 - \frac{0,08}{K_2}}, \text{ тг/т}. \quad (4)$$

При расчете ущерба от недостаточной интенсивности за базовый вариант принят первый с интенсивностью выпуска 20,3 м/месяц. На рисунке представлены зависимости условной экономической характеристики от (K_2).

Следовательно, учет фактора надежности является необходимым при технико-экономическом сравнении и выборе вариантов конструкций днищ блоков, в противном случае расчет может привести к неправильным рекомендациям.

Из графиков видно, что с изменением коэффициента готовности значение условной экономической характеристики изменяется довольно значительно. Например, с уменьшением от 1 до 0,5 для варианта 2 значение условной экономической характеристики увеличивается на 33 %. Этот пример выбран не случайно, так как при определении экономической характеристики без учета фактора надежности значение коэффициента готовности равняется единице; $K_2=0,5$ для второго варианта системы выпуск из дучки — погрузка машиной ППН-1С является фактическим (рассчитан на основе хронометражных наблюдений).

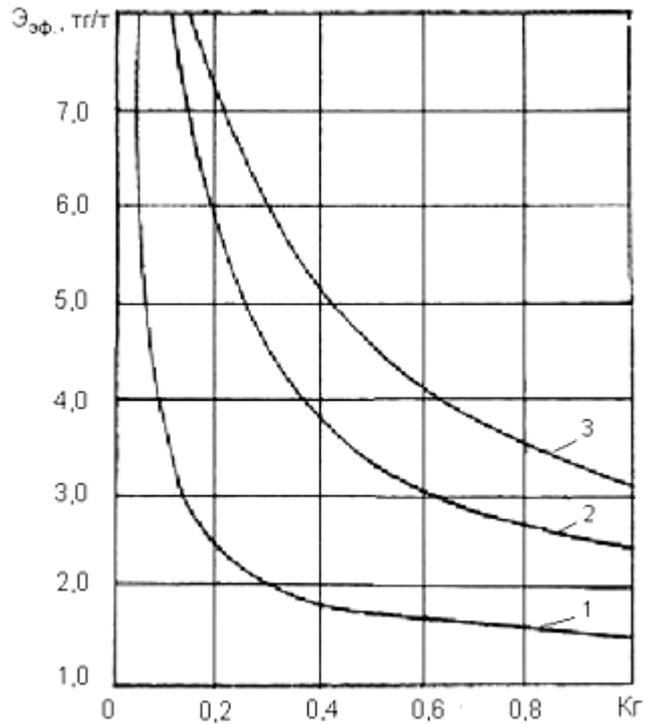


Рисунок 1 — Зависимость условной экономической характеристики от коэффициента готовности системы «выпуск-доставка» для различных вариантов конструкций днищ блоков: 1 — с вибровыпуском руды; 2 — с погрузкой породопогрузочной машиной; 3 — со скреперной доставкой

2. На выпуск и доставку руды значительное влияние оказывает оптимальная конструкция днищ блоков, обеспечивающая более полную выемку запасов руд [3]. Выбор рационального способа и конструкции днища блока имеет первостепенное значение в полном использовании запасов и повышении эффективности очистной выемки.

В качестве критериев эффективности при оценке конструкции днищ блоков могут быть применены сумма приведенных затрат, ущерб от потерь и разубоживания руды и ущерб от недостаточной интенсивности отработки блока, отнесенный к 1 т погашаемых запасов. При оценке конструкции днищ текущие расходы определяются затратами на нарезные работы в днище, оборудование (крепление, монтаж, демонтаж оборудования), эксплуатацию (выпуск, доставка, ремонт-поддержание) и ликвидацию днища. Снижение объема нарезных работ в днище может повлечь за собой увеличение нарезных работ в блоке, что в свою очередь скажется на объеме буровых работ. При небольших отклонениях конструкции днищ блоков по показателям извлечения руды и интенсивности блока критерием оптимальности варианта могут служить затраты на доставку и выпуск руды, а в отдельных случаях — трудоемкость работ по днищу, если остальные затраты в структуре себестоимости по вариантам более или менее постоянны. Однако в большинстве случаев при оценке вариантов днищ блоков следует учитывать все вышеперечисленные факторы, составляющие критерий эффективности.

Из вышеизложенного следует, что при совершенствовании технологических схем выпуска-доставки руды необходимо учитывать фактор

надежности в тесной связи с выбором оптимальной конструкции днищ выемочных блоков.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Адилов К.Н. Технология и механизация горных работ, вероятностно-статистические методы исследования горного производства. Караганда, 1973.
2. Беркалиев Б.Т. и др. Выбор конструкции днищ блока // Технология разработки месторождений полезных ископаемых: Сб. Караганда, 1975. Вып. III.
3. Беркалиев Б.Т. Параметры разработки и полноты извлечения руд. М.: Недра, 1988. 144 с.

УДК 621.271

Б.Н. ЦАЙ
Р.Ф. НИЗАМЕТДИНОВ

Совершенствование способов расчета устойчивости карьерных откосов с учетом наличия трещин

Многочисленные наблюдения за локальными обрушениями карьерных откосов показывают, что вновь образованный его профиль зачастую имеет сложную конфигурацию. Это связано с тем, что нижняя часть массива сползает по наиболее напряженным поверхностям ослабления (трещине) с одновременным отрывом от верхней части (по массиву), которая образуется в верхней части бровки уступа. Отрыв происходит по ступенчатой поверхности S_{DF} (рисунок 1), близкой к вертикальной.

Рассмотрим случай, когда откосом уступа подрезаны слои пород согласного продольного относительно откоса залегания, контакты которых являются поверхностями скольжения. Задача решается в плоской постановке. При нарушении равновесия массив $ABDF$ весом P стремится сдвинуться по напряженной поверхности ослабления

S_{AF} . Сдвигающее усилие T обусловлено силой тяжести и находится из выражения $T = P \sin \lambda$, где λ — угол наклона поверхности ослабления, град. Силы сопротивления сдвигу породного массива складываются из силы трения по наклонно залегающему контакту $N = P \cos \lambda \operatorname{tg} \rho$, где ρ — угол трения по контакту, град; силы сцепления по контакту S_{AF} , т.е. $K^1 S_{AF}$; сцепления по площадкам ΔS_{FK} , причем $\Sigma \Delta S_{FK} = S_{FK}$, и тогда сила сопротивления сдвигу за счет сцепления K^1 по этим площадкам равна $K^1 S_{FK}$; силы отрыва по элементарным площадкам ΔS_{DK} в сумме, равной $E = \sigma_p \Sigma \Delta S_{DK} = \sigma_p S_{DK}$, где σ_p — сопротивление породы на разрыв, тс/м². С учетом названных сил условие предельного равновесия можно записать в виде

$$P \sin \lambda = P \cos \lambda \operatorname{tg} \rho^1 + K^1 S_{AF} + K^1 S_{FK} + \sigma_p S_{DK}, \quad (1)$$

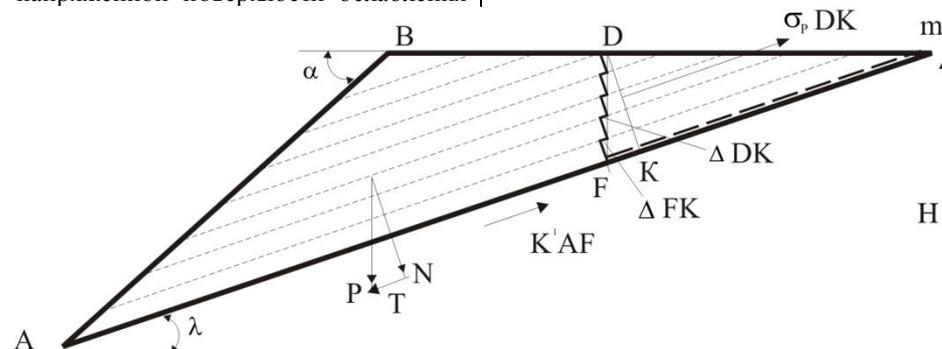


Рисунок 1 — Схема расчета устойчивости откосов с подрезанной системой трещин по продольному залеганию

где $P = 0,5\gamma [H^2(\operatorname{ctg} \lambda - \operatorname{ctg} \alpha) - h^2 \operatorname{ctg} \lambda]$;

$$S_{AF} + S_{FK} = S_{AK} = \frac{H - h \cos^2 \lambda}{\sin \lambda};$$

$$S_{DK} = h \cos \lambda,$$

где γ — плотность пород, 10³ кг/м³;

H — высота откоса, м;

α — угол наклона откоса, град;

h — минимальная глубина возникновения площадок скольжения по наиболее напряженному контакту, м, $h = S_{DF}$.

$$H^2 a - h^2 b - Hd + hf = 0, \quad (2)$$

где $a = \frac{\gamma(\sin(\lambda - \rho^1) \operatorname{ctg} \lambda}{2 \cos \rho^1}$;

$$b = \frac{\gamma \operatorname{ctg} \lambda}{2 \cos \rho^1} \sin(\lambda - \rho^1), \quad d = \frac{K^1}{\sin \lambda};$$

$$f = \cos \lambda (K^1 \operatorname{ctg} \lambda - \sigma_p).$$

Анализ выражения (2) показывает, что параметры H и h связаны между собой параболической зависимостью. Определим такое значение h , при котором высота устойчивости откоса $H = \min$. Тогда при $dH/dh = 0$, $-2hb + f = 0$ откуда $h = 0,5f/b$, и после подстановки f и b получаем выражение

$$h = \frac{K^1 \operatorname{ctg} \lambda - \sigma_p}{\gamma(1 - \operatorname{ctg} \lambda \operatorname{tg} \rho^1)}. \quad (3)$$

При $\sigma_p = 0$

$$h = \frac{K^1 \operatorname{ctg} \lambda}{\gamma(1 - \operatorname{ctg} \lambda \operatorname{tg} \rho^1)}. \quad (4)$$

Сравнение результатов расчетов минимальной глубины возникновения площадок скольжения (минимальная высота вертикального откоса) показывает, что найденные по формуле (4) значение h меньше аналогичного параметра, определенного по рекомендациям (147), приведенным в [1], в $1/\cos^2 \lambda$ раз. Это расхождение объясняется тем, что при выводе уравнения для h в работе [1] не учтено дополнительное сопротивление сдвигу массива за счет сцепления по элементарным площадкам ΔS_{FK} . Действительно, если исключить из выражения (1) дополнительное сопротивление на сдвиг $K^1 FK$, можно получить

$$h = \frac{\cos \rho^1 \operatorname{tg} \lambda}{\gamma \sin \lambda - \rho^1} \left[K^1 \left(\frac{1}{\sin \lambda} - \sigma_p \cos \lambda \right) \right]. \quad (5)$$

Из уравнения (5) при $\sigma_p = 0$ получается выражение, идентичное уравнению (147) в работе [1].

Поставив выражение для h из формулы (3) в уравнение (2), после соответствующих преобразований получаем

$$H = \frac{K^1 \cos \rho^1 + \cos \rho^1 \sqrt{K^1 - \cos \lambda \sin^3 \lambda K^1 \operatorname{ctg} \lambda - \sigma_p^2}}{\gamma \sin \lambda - \rho^1 \operatorname{ctg} \lambda - \operatorname{ctg} \alpha}. \quad (6)$$

Проведем сравнительный анализ разных методик вычисления H .

Сравним величину H , определенную по формуле (6), с численными значениями этого параметра, определенного по рекомендациям в [2] и [3]:

$$H = h [1 - (\operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg} \lambda)^{1/2}]^{-1}, \quad (7)$$

где $h = K^1 \cos \rho^1 [\gamma \cos \rho^1 \sin(\lambda - \rho^1)]^{-1}$, на численном примере при следующих исходных данных: $K^1 = 0,05$ МПа; $\rho^1 = 15^\circ$; $\gamma = 2,5 \cdot 10^3$, кг/м³; $\lambda = 45^\circ$; $\sigma_p = 0$; $\alpha = 50 \dots 90^\circ$.

$$H = 2 K^1 \cos \rho^1 \sin \alpha [\gamma \sin(\lambda - \rho^1) \sin(\alpha - \lambda)]^{-1}. \quad (8)$$

Результаты расчета параметров H по формулам (6), (7) и (8) приведены на рисунке 2.

Упрощенное решение по формуле (7) дает занижение высоты устойчивого откоса по сравнению с формулой (6), изменяющееся от 3 до 46,5 % с возрастанием угла наклона откоса α . Расхождение объясняется тем, что при выводе формулы (7) не учтено дополнительное сопротивление сдвигу массива за счет сцепления по элементарным площадкам ΔFK .

Определение значения H по формуле (8) при полном клине обрушения дает незначительное завышение высоты откоса по сравнению с предлагаемым решением по формуле (6), изменяющееся от 1 до 6 % при увеличении угла α .

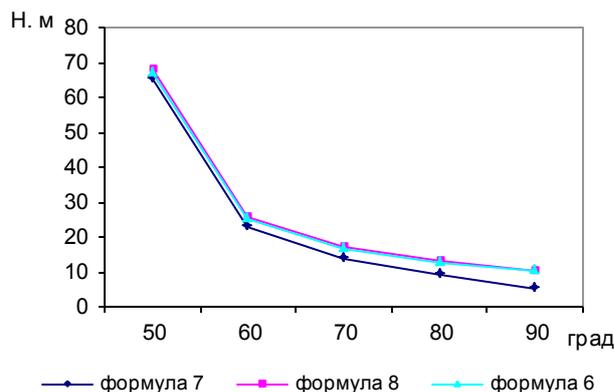


Рисунок 2 — График зависимости H

Предлагаемая расчетная схема с решением по формуле (6) реализуется, когда h , определяемая по формуле (3), больше нуля, т.е. сопротивление породы на разрыв $\sigma_p < K^1 \operatorname{ctg} \lambda$. В противном случае, когда $\sigma_p \geq K^1 \operatorname{ctg} \lambda$, реализуется схема полного клина обрушения и высоту откоса необходимо определять по формуле (8).

Рассмотрим схему, когда откосом уступа подрезаны две системы диагональных поверхностей ослабления (рисунок 3). Здесь возможный сдвиг породной пирамиды будет происходить по линии скрещивания поверхностей скольжения с углом наклона ψ .

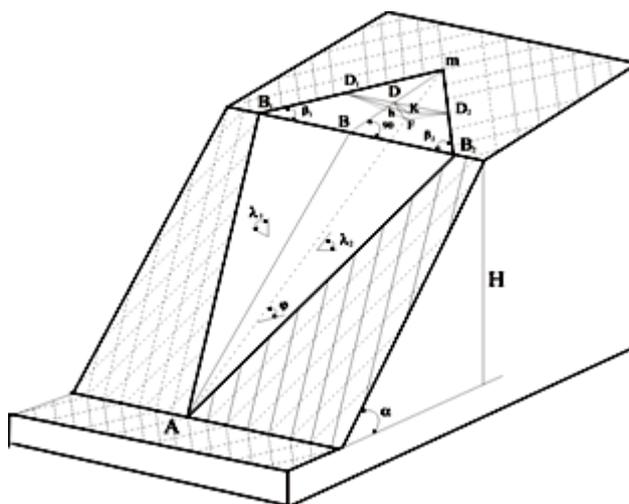


Рисунок 3 — Схема расчета устойчивости откосов при их подрезке системой диагональных трещин

В общем случае прочностные характеристики по поверхностям ослабления различны (K_1^1, φ_1^1 и K_2^1, φ_2^1 — сцепление и угол трения по 1-й и 2-й поверхностям). Так как размер поверхностей скольжения S_1 и S_2 и их прочность различны, то каждая из них способна удержать определенный вес P_1 и P_2 . При этом должно соблюдаться условие, что полный вес пирамиды возможного обрушения $P = P_1 + P_2$.

Рассуждая аналогично, условие предельного равновесия для рассматриваемой расчетной схемы можно записать в виде

$$P_1 \sin \psi + P_2 \sin \psi = P_1 \cos \psi \operatorname{tg} \rho_1^1 + P_2 \cos \psi \operatorname{tg} \rho_2^1 + K_1^1 S_1 + K_2^1 S_2 + \sigma_p S, \quad (9)$$

где S — площадь поверхности отрыва D_1KD_2 , перпендикулярной к линии скрещивания Am . Площадь $S = S_{D_1FD_2} \cos \psi'$, где ψ' — угол наклона линии скрещивания поверхностей ослабления в плоскости, перпендикулярной к откосу; $S_{D_1FD_2}$ — ступенчатая поверхность отрыва, близкая к вертикальной и определяемая из выражения $S_{D_1FD_2} = 0,5h^2 \operatorname{ctg} \psi' (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2)$, где h — минимальная глубина возникновения площадок скольжения; β_1, β_2 — углы разворота поверхностей ослабления относительно откоса в плане. Тогда окончательно $S = 0,5h^2 \operatorname{ctg} \psi' \cos \psi' (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2)$. Площади скольжения S_1 и S_2 равны соответственно площадям поверхностей AB_1D_1F и AB_2D_2F и находятся из выражений:

$$S_1 = [H^2 (\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha) - h^2 \operatorname{ctg} \psi'] (2 \sin \beta_1 \sin \lambda_1)^{-1};$$

$$S_2 = [H^2 (\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha) - h^2 \operatorname{ctg} \psi'] (2 \sin \beta_2 \sin \lambda_2)^{-1},$$

где λ_1, λ_2 — углы наклона поверхностей ослабления; H, α — высота и угол наклона откоса.

В работе [4] по формуле веса P_1 и P_2 находятся из предположения их пропорциональности площадям проекций поверхностей скольжения на горизонтальную плоскость. Такое предположение полностью исключает несущую способность скольжения при угле их падения, равном 90° , что является совершенно неверным. В действительности же значение P_1 и P_2 должны быть пропорциональны несущим способностям поверхностей скольжения $P_{1\text{нес}}$ и $P_{2\text{нес}}$ и определяться из соотношений:

$$P_1 P_{1\text{нес}}^{-1} = P_2 P_{2\text{нес}}^{-1} = P (P_{1\text{нес}} + P_{2\text{нес}})^{-1}, \quad (10)$$

где $P_1 = PP_{1\text{нес}}(P_{1\text{нес}} + P_{2\text{нес}})^{-1}$;

$$P_2 = PP_{2\text{нес}}(P_{1\text{нес}} + P_{2\text{нес}})^{-1}.$$

Несущая способность поверхностей скольжения:

$$P_{1\text{нес}} = K_1^1 \cos \rho_1^1 \cdot S_1 / \sin(\psi - \rho_1^1);$$

$$P_{2\text{нес}} = K_2^1 \cos \rho_2^1 \cdot S_2 / \sin(\psi - \rho_2^1).$$

Общий вес породной призмы возможного обрушения ABD_1D_2FA

$$P = 6^{-1} \gamma (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) - [H^3 (\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha)^2 - h^3 \operatorname{ctg}^2 \psi'].$$

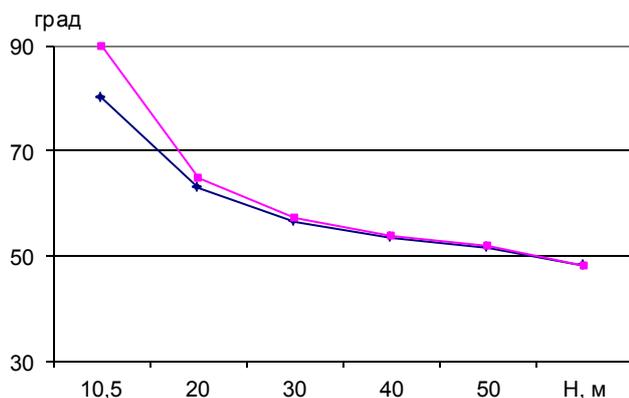


Рисунок 4 — График зависимости α от высоты уступа

После подстановки всех приведенных выражений для P_1, P_2, P, S_1, S_2, S в уравнение предельного равновесия (9) получаем зависимость $H = f(h)$, записанную в неявном виде:

$$H^3 a - h^3 b - H^2 d + h^2 f = 0, \quad (11)$$

где $a = \gamma (\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha)^2 \cdot 3^{-1} \{K_1^1 \cos \rho_1^1 \sin \beta_2 [\sin(\psi - \rho_1^1) \times \sin \lambda_1]^{-1} + K_2^1 \cos \rho_2^1 \sin \beta_1 [\sin(\psi - \rho_2^1) \sin \lambda_2]^{-1}\}^{-1}$,
 $b = \gamma \operatorname{ctg}^2 \psi' 3^{-1} \{K_1^1 \cos \rho_1^1 \sin \beta_2 [\sin(\psi - \rho_1^1) \sin \lambda_1]^{-1} + K_2^1 \cos \rho_2^1 \sin \beta_1 [\sin(\psi - \rho_2^1) \sin \lambda_2]^{-1}\}^{-1}$,
 $d = (\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha) [\sin(\beta_1 + \beta_2)]^{-1}$,
 $f = \operatorname{ctg} \psi' \{[\sin(\beta_1 + \beta_2)]^{-1} - \sigma_p \cos \psi' \times (K_1^1 \sin \beta_2 / \sin \lambda_1 + K_2^1 \sin \beta_1 / \sin \lambda_2)^{-1}\}.$

Найдем такое значение для h , при котором высота устойчивого откоса $H = \min$, т.е. принимаем, что $dH/dh = 0$. Тогда из (11): $-3h^2 b + 2hf = 0$, откуда $h = 2f / (3b)$, или после подстановки значений f и b :

$$h = 2 \operatorname{ctg} \psi' \cdot \gamma^{-1} \{[\sin(\beta_1 + \beta_2)]^{-1} - \sigma_p \cos \psi' \times (K_1^1 \sin \beta_2 / \sin \lambda_1 + K_2^1 \sin \beta_1 / \sin \lambda_2)^{-1}\} \times \{K_1^1 \cos \rho_1^1 \cdot \sin \beta_2 [\sin(\psi - \rho_1^1) \sin \lambda_1]^{-1} + K_2^1 \cos \rho_2^1 \sin \beta_1 [\sin(\psi - \rho_2^1) \sin \lambda_2]^{-1}\}. \quad (12)$$

Подставим выражение для h через f и b в уравнение (11) и получим кубическое уравнение по определению высоты устойчивого откоса в виде

$$H^3 a - H^2 d + 4f^3 (27b^2)^{-1} = 0. \quad (13)$$

Так как это уравнение трудно решить математически через H , разрешим его через угол наклона откоса α , для чего выделим из коэффициентов a и d выражение $\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha$ и в результате получим преобразованное уравнение

$$H^3 a_1 (\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha)^2 - H^2 d_1 (\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha) + 4f^3 (27b^2)^{-1} = 0, \quad (14)$$

где $a_1 = a (\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha)^{-2}$; $d_1 = d (\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha)^{-1}$.

Находим единственный действительный корень квадратного уравнения (14) по формуле $(\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha) = \{d_1 + [d_1^2 - 16a_1 f^3 (27b^2 H)^{-1}]^{1/2}\} (2a_1 H)^{-1}$, откуда с заменой коэффициентов d_1, a_1, f, b их выражениями

$$\operatorname{ctg} \alpha = \operatorname{ctg} \rho^1 - 0,5mH^{-1} (1 + \{1 - 16m \times (27H)^{-1} \operatorname{tg} \psi' [1 - \sigma_p \cos \psi' \sin(\beta_1 + \beta_2)] \times (K_1^1 \sin \beta_1 / \sin \lambda_1 + K_2^1 \sin \beta_1 / \sin \lambda_2)^{-1}\}^{1/2}), \quad (15)$$

где $m = 3[\gamma \sin(\beta_1 + \beta_2)]^{-1} \{K_1^1 \cos \rho_1^1 \cdot \sin \beta_2 [\sin(\psi - \rho_1^1) \times \sin \lambda_1]^{-1} + K_2^1 \cos \rho_2^1 \sin \beta_1 [\sin(\psi - \rho_2^1) \sin \lambda_2]^{-1}\}$;
 $\operatorname{ctg} \psi' = (\sin \beta_1 \operatorname{ctg} \lambda_2 + \sin \beta_2 \operatorname{ctg} \lambda_1) [\sin(\beta_1 + \beta_2)]^{-1}$;
 $\operatorname{tg} \psi = \sin(\beta_1 + \beta_2) [\operatorname{ctg}^2 \lambda_1 + \operatorname{ctg}^2 \lambda_2 - 2 \operatorname{ctg} \lambda_1 \operatorname{ctg} \lambda_2 \times \cos(\beta_1 + \beta_2)]^{-1/2}.$

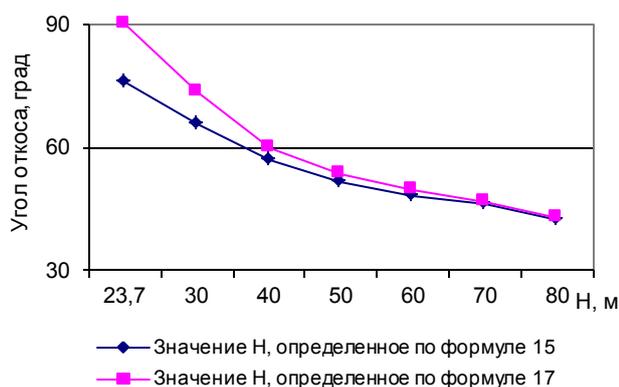


Рисунок 5 — График зависимости α от высоты уступа

Рассматриваемая схема реализуется так же, как и первая, при $h > 0$ в выражении (12). Это может быть только при условии

$$\sigma_p \cdot [\cos \psi' \sin(\beta_1 + \beta_2)]^{-1} (K_1^1 \cdot \sin \beta_2 / \sin \lambda_1 + K_2^1 \sin \beta_1 / \sin \lambda_2).$$

В противном случае реализуется схема полного обрушения породной пирамиды и при $h = 0$ из (11) вытекает, что

$$H = d/a = 3[\gamma \sin(\beta_1 + \beta_2)(\text{ctg} \psi' - \text{ctg} \alpha)]^{-1} \times \\ \times \{K_1^1 \cos \rho_1^1 \cdot \sin \beta_2 [\sin(\psi - \rho_1^1) \sin \lambda_1]^{-1} + K_2^1 \cos \rho_2^1 \times \\ \times \sin \beta_1 [\sin(\psi - \rho_2^1) \sin \lambda_2]^{-1}\} = m(\text{ctg} \psi' - \text{ctg} \alpha)^{-1}.$$

Выражение (16) идентично формуле (116) в работе [3], а параметр m есть не что иное, как ширина породной пирамиды полного обрушения r , определяемая по формуле (117) из [3]. Из (16) угол наклона устойчивого откоса α находим через H :

$$\text{ctg} \alpha = \text{ctg} \psi' - mH^{-1}. \quad (17)$$

Численный сравнительный анализ выражений (15) и (17) (рисунок 4) при следующих исходных данных:

$K_1^1 = 0,001$ МПа; $K_2^1 = 0,05$ МПа; $\rho_1^1 = \rho_2^1 = 15^\circ$; $\beta_1 = 10^\circ$; $\beta = 20^\circ$; $\lambda_1 = 50^\circ$; $\lambda_2 = 40^\circ$; $\gamma = 2,5 \cdot 10^3$ кг/м³; $\sigma_z = 0$ и (рисунок 5) при $K_1^1 = K_2^1 = 0,05$ МПа; $\rho_1^1 = \rho_2^1 = 15^\circ$; $\beta_1 = \beta_2 = 45^\circ$; $\lambda_1 = \lambda_2 = 45^\circ$; $\gamma = 2,5 \cdot 10^3$ кг/м³; $\sigma_p = 0$.

Как видно из рисунков 4 и 5, неучет фактора отрыва породного массива в районе верхней бровки при полном клине обрушения дает завышение угла наклона устойчивого откоса на 13...19 %, стремящееся к нулю при увеличении высоты откоса. Такое завышение является максимальным, когда $\sigma_p = 0$; оно становится меньше, когда имеет какое-то конкретное значение, и равно нулю, когда

$$\sigma_p = [\cos \psi' \sin(\beta_1 + \beta_2)]^{-1} \times \\ \times (K_1^1 \cdot \sin \beta_2 / \sin \lambda_1 + K_2^1 \cdot \sin \beta_1 / \sin \lambda_2).$$

В последнем случае выражение (15) переходит в (17).

Таким образом, можно утверждать, что механизм деформирования породного массива с наличием поверхностей ослабления, подрезанных откосом, объясняется рассмотренными выше расчетными схемами, учитывающими разрыв призмы возможного обрушения и образование в результате этого нависей в районе верхней бровки. Эти схемы являются общими, а решения по ним — математически более строгими, чем известные ранее. В определенных условиях при сопротивлении породного массива на разрыв свыше выявленного нами предела схемы (рисунки 1 и 3) переходят в полный клин обрушения, решаемый по простым в математическом отношении формулам. Известное решение по формуле (12) в работе [2] является упрощенным и может применяться только при пологом и наклонном залегании откоса.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра, 1965. 315 с.
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Л.: ВНИИИ. 1972. 164 с.
3. Попов И.И., Окатов Р.П. Борьба с оползнями на карьерах. М.: Недра, 1980. 66 с.
4. Фисенко Г.Л., Ревазов М.А., Галустьян Э.Л. Укрепление откосов в карьерах. М.: Недра, 1974. 80 с.

ЭОЖ 622.772=512.122

Д.Ж. ЖЫЛҚЫБАЕВ

Этажды және қоймалы кен қазу жүйелеріне геотехнология әдісін пайдалану шарттары (жағдайлары)

Жерасты сілтілеу әдісі (ЖС) 1962 жылдан бері элем бойынша өндіріле бастады (ҚР, РФ, АҚШ, Канада және т.б.).

Жерасты сілтілеу — кенді оның жатқан орнында химиялық реагенттермен іріктеп еріту және одан кейін кенқұрамды ерітіндіден алу арқылы қазудың геотехнологиялық әдісі.

Геотехнология әдістерінің дәстүрлі қазу жүйесі алдындағы артықшылықтарын қарастырып көрейік [1, 2].

Жерасты сілтілеу әдісінің дәстүрлі ашық және жерасты қазып-өндіру алдындағы негізгі артықшылықтары келесідей:

1. Қазып-өндіруге кедей, кем бағалы және баланстан тыс кендерді келтіру, сондай-ақ, кеннің жату шарттары күрделі және соңғы өнім бірлігінің құны айтарлықтай тиімді болатын зор қорлары бар кен орындарын көңілге келтіру;
2. Кәсіпорын құрылысына күрделі шығындардың 2...4 есе төмендеуі, және сонын салдарынан, құрылыс мерзімінің қысқаруы;

3. Соңғы өнім бойынша еңбек өнімділігінің 2...4 есе өсуі және жұмыс атқарушылар санының сәйкес қысқаруы;

4. Кәсіпорындардағы еңбек шарттарының елеулі жақсаруы;

5. Қоршаған ортаға нашар әсер етуінің төмендеуі, әсіресе, жер бетіне және ауа бассейніне.

Осыған сәйкес геотехнология жүйесінің негізгі көрсеткіштерін анықтаймыз.

Негізгі көрсеткіштер үш нысандардың байланысымен анықталады, олар: қазылатын кен, кенді ашып-дайындау төтелдері, төтелдер арқылы кенді жылжымалы қалпына келтіретін ерітінді (ашытқыл, қышқыл, су және т.б.).

Мысалы, геотехнология өнімділігін қоймалы немесе этапды жүйелерге қарастырайық (Ақшатау, Ақсу, Бестөбе кен орындары тәріздес), яғни, белгілі шарттарды пайдаланып көрсеткіштерді есептейік.

Бұл көрсеткіштерді келесі формулалармен анықтауға болады [2, 3]:

1. Металдың өнімді қоспадағы шоғырлану шамасы:

$$C_{\theta} = \frac{k_a \cdot B_m \cdot \rho_e}{f \cdot m \cdot \rho_k \cdot S_a}, \text{ т/м}^3, \quad (1)$$

мұндағы k_a — қазылған металдың кеннен алу шамасы, $k_a=0,6$;

B_m — шоғырдағы металл барлығы, $B_m=500\text{т}$;

ρ_e — өнімді ерітіндінің тығыздығы, $\rho_e=1,2 \text{ т/м}^3$;

f — сілтілеу қоспасының кен массасына қатынасы, $f=0,5$;

m — шоғыр қалыңдығы, $m=5 \text{ м}$;

ρ_k — кен тығыздығы, $\rho_k=2,8 \text{ т/м}^3$;

S_a — қазылатын алаң мөлшері, $S_a=150000 \text{ м}^2$.

Сонда

$$C_{\theta} = \frac{0,6 \cdot 500 \cdot 1,2}{0,5 \cdot 5 \cdot 2,8 \cdot 150000} = 34 \cdot 10^{-4} \text{ т/м}^3.$$

2. Төтелдің жалпы өнімділігі:

$$\sum \theta_m = \frac{M}{C_{\theta} \cdot T_{жс}}, \text{ м}^3/\text{тәу}, \quad (2)$$

мұндағы M — метал жылдық қуаты, $M=50 \text{ т}$;

$T_{жс}$ — жылдағы жұмыс тәулік саны,

$T_{жс}=300 \text{ тәу}$.

Сонда

$$\sum \theta_m = \frac{50}{34 \cdot 10^{-4} \cdot 300} = 486,2 \text{ м}^3/\text{тәу}.$$

3. Төтел өнімділігі (қоспа шығару):

$$q = m \cdot A_E \cdot V_c, \text{ т/тәу}, \quad (3)$$

мұндағы A_E — ерітінді (қоспа) ағын ені, $A_E=5 \text{ м}$;

V_c — сүзу жылдамдығы, $V_c=2 \text{ м/тәу}$.

Сонда

$$q = 5 \cdot 5 \cdot 2 = 50 \text{ т/тәу}.$$

4. Бір мерзімде жұмыстағы төтелдер саны:

$$N_m = \frac{\sum \theta_m}{q} = \frac{486,2}{50} = 9,7 \text{ төтел}. \quad (4)$$

5. Бір төтел маңайындағы қорды қазу ұзақтылығы:

$$t_m = \frac{f \cdot \rho_k \cdot m \cdot S_m}{\rho_e \cdot q}, \text{ тәу}, \quad (5)$$

мұндағы S_m — төтел маңайындағы сілтілеу алаңы,

$S_m=150 \text{ м}^2$.

Сонда

$$t_m = \frac{0,5 \cdot 2,8 \cdot 5 \cdot 150}{1,2 \cdot 50} = 17,5 \approx 18 \text{ тәу}.$$

6. Шығару төтелдерде қоспаның пайда болу уақыты:

$$t_n = \frac{m \cdot n \cdot L_a \cdot A_E}{q}, \text{ тәу}, \quad (6)$$

мұндағы n — тиімді жарықтану шамасы, $n=0,4$;

L_a — еріткіштің шоғырлану шамасы,

$L_a=10 \text{ м}$.

Сонда

$$t_n = \frac{5 \cdot 0,4 \cdot 10 \cdot 5}{50} = 2 \text{ тәу}.$$

7. Қоспалардың өнімсіз көлемі:

$$Q_{\theta} = \frac{\sum \theta_m \cdot t_n}{t_m} = \frac{486,2 \cdot 2}{18} = 54 \text{ м}^3/\text{тәу}. \quad (7)$$

8. Ерітінді шығыны (керекті көлемі):

$$E_{ш} = \frac{k_a \cdot B_m}{M} \cdot \sum \theta_m - Q_{\theta} \cdot C_{ш} + C_k \cdot T_{жс}, \text{ т}, \quad (8)$$

мұндағы $C_{ш}$ — еріткіштің шоғырлану шамасы,

$C_{ш}=0,005$;т

C_k — еріткіштің алынатын қоспадағы

шоғырлану шамасы, $C_k=0,002$.

Сонда

$$E_{ш} = \frac{0,6 \cdot 500}{50} \cdot (486,2 - 54) \cdot (0,005 + 0,002) \cdot 300 = 5446 \text{ т}.$$

9. Нақты металдың шоғырлану шамасы:

$$C_{\theta}^n = \frac{C_{\theta} \cdot \sum \theta_m}{\sum \theta_m - Q_{\theta}} = \frac{34 \cdot 10^{-4} \cdot 486,2}{486,2 - 54} = 3,86 \cdot 10^{-4} \text{ т/м}^3. \quad (9)$$

Есептелген көрсеткіштерді талдасақ, келесі түйін алуға болады:

- алынуға тиіс металл сілтілеу реагентінің осал сулы ерітінділерімен оңай бұзылатын минерал пішінінде кенде кездесуі керек, яғни, қышқылдың өзіндік шығыны анықталады;

- кеннің құрамына кіретін жыныстүзуші материалдар технологиялық ерітінділермен арақатынас шартында төмен қышқылсыйымдылықты болу керек;

- кендер не табиғи өткізгіш болуы керек, не болмаса жасанды уатудан кейін ерітіндіөткізгіш болуы керек, яғни, қопарылған блок кеніне қолдануы;

- кендердің жату шарттары және кен орнының аймағындағы тау-кен техникалық жағдай геотехнологияның барлық үдірістерін іске асыру үшін рационалды қолданылуы тиіс, яғни, төтелдердің саны, өнімділігі, шығарылған металл мөлшері мен құндылығы.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рьльников М.В. Комбинированная геотехнология. М.: Руда и минералы, 2003. 560 с.
2. Пучков Л.А., Шаровар И.И., Виткалов В.Г. Геотехнологические способы разработки месторождений. М.: Горная книга, 2003. 314 с.
3. Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология: Учеб. пособие. М.: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2001. 656 с.

УДК 621:268

З.Т. АКАШЕВ
И.А. ГАЛИН

К определению уровня действия силы сопротивления движению конвейерной ленты

Точность конвейерных весов (КВ) определяется особенностями взаимодействия первичных преобразователей — грузоприемных устройств (ГУ) — с лентой конвейера, являющейся нелинейным элементом. Динамическая картина этого взаимодействия достаточно сложна, причем входным процессом КВ является поток сыпучего материала, характеризуемый рядом параметров: колебаниями линейной плотности, динамикой материала и ленты, изменением ее натяжения, сопротивлением движению и т.п. При этом информативным параметром является линейная плотность материала и ленты. Остальные параметры являются неинформационными, создающими дополнительное давление на силоизмерительные датчики, не связанное в общем случае функционально с величиной измеряемой массы сыпучего материала.

Особенно заметно влияние такого неинформативного параметра, как сопротивление движению ленты в одноканальных КВ с желобчатыми роликкооперами.

Движение ленты с сыпучим материалом в пролете между двумя роликкооперами можно условно разделить на две фазы. В первой фазе лента удаляется от роликкоопоры, ее развал уменьшается, а продольный и поперечный прогиб увеличиваются,

достигая максимума в точке, близкой к середине пролета. С уменьшением развала лента сближает частицы сыпучего материала, между ними и лентой возникают дополнительные распорные усилия. При этом система «сыпучий материал — лента» имеет максимальное напряженное состояние. Вторая фаза возникает после точки перегиба ленты в пролете, когда лента приближается к следующей роликкоопоре. Прогиб ленты уменьшается, а развал увеличивается, достигая своего максимума на роликкоопоре. При этом система будет находиться в минимальном напряженном состоянии.

Рассмотрим процесс передачи давления сыпучего материала на роликки желобчатой роликкоопоры (рисунок 1) во второй фазе движения ленты.

Уравнения равновесия клина материала ELD сыпучего материала

$$\begin{cases} P - T \sin \beta' - N \cos \beta' - T_1 = 0, \\ N_1 + T \cos \beta' - N \sin \beta' = 0, \end{cases} \quad (1)$$

где P — сила тяжести клина материала;
 T' — касательная составляющая реакции стенки EL;
 N — нормальная составляющая реакции стенки EL;
 N_1 — нормальная составляющая давления неподвижной части массива на плоскость скольжения ED;

T_1 — касательная составляющая давления неподвижной части массива на плоскость скольжения ED (сила трения сыпучего тела по

сыпучему телу);
 β' — угол наклона боковых роликов.

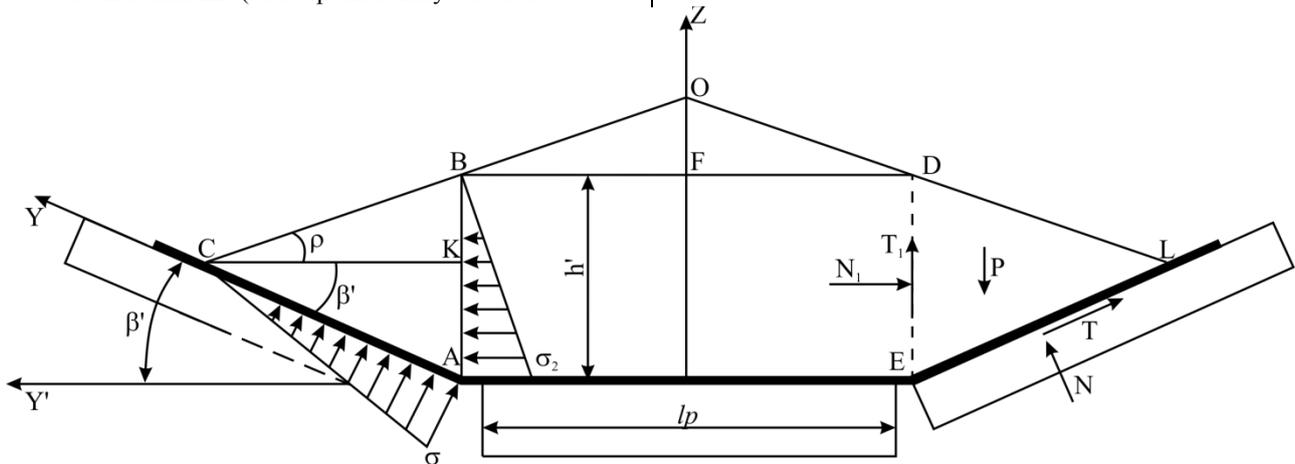


Рисунок 1 — Распределение погонной нагрузки материала по роликам желобчатой роликоопоры

Давление на стенку EL (боковой ролик)

$$N = P \cos \beta' + N_1 \sin \beta' - T_1 \cos \beta'.$$

Поскольку

$$T_1 = f_1 N_1,$$

где f_1 — коэффициент трения сыпучего тела по сыпучему телу,
 то

$$N = P \cos \beta' + N_1 (\sin \beta' - f_1 \cos \beta').$$

Сила давления груза на средний ролик определяется массой груза с площадью сечения S_{ABODE} и длиной, равной расстоянию между роликоопорами l'_p :

$$N_{cp} = \gamma \cdot l'_p \cdot S_{ABODE},$$

где γ — плотность груза;

l'_p — расстояние между роликоопорами.

Площадь сечения S_{ABODE} определяется следующим выражением:

$$S_{ABODE} = AB \cdot AE + \frac{AE \cdot OF}{2},$$

где

$$AB = AK + KB.$$

Рабочая ширина ленты определяется как

$$b = 0,9B,$$

где B — стандартная ширина ленты конвейера.

Тогда расстояние AC равно

$$AC = (b - l_p) / 2,$$

где l_p — длина ролика желобчатой роликоопоры.

После преобразований имеем

$$S_{ABODE} = \frac{b - l_p}{2} l_p \sin \beta' + \cos \beta' \text{tg} \rho + \frac{l_p^2}{4} \text{tg} \rho,$$

где ρ — угол естественного откоса материала на ленте.

Сила давления на средний ролик желобчатой роликоопоры

$$N_{cp} = \gamma \cdot l'_p \cdot \left[\frac{b - l_p}{2} l_p \sin \beta' + \cos \beta' \text{tg} \rho + \frac{l_p^2}{4} \text{tg} \rho \right]. \quad (3)$$

Сила давления на боковой ролик

$$N_\delta = \frac{1}{2} l'_p \cdot \frac{b - l_p}{2} \cdot \sigma, \quad (4)$$

где $\sigma = \sigma_1 \cos^2 \beta' + \sigma_2 \sin^2 \beta'$ — нормальное давление на боковой ролик;

σ_1 — наибольшее главное напряжение;

σ_2 — наименьшее главное напряжение.

Поскольку $\sigma_1 = \gamma \cdot h'$, $\sigma_2 = m \cdot \gamma \cdot h'$, то

$$\sigma = \gamma \cdot h' \cdot \cos^2 \beta' + m \sin^2 \beta', \quad (5)$$

где m — коэффициент подвижности груза.

Высота слоя материала h' зависит от степени загрузки конвейера и определяется выражением

$$h' = \frac{b - l_p}{2} \sin \beta' + \cos \beta' \text{tg} \rho.$$

С учетом вышеизложенного сила давления на боковой ролик

$$N_\delta = \frac{1}{2} \gamma \cdot l'_p \cdot \left(\frac{b - l_p}{2} \right)^2 (\sin \beta' + \cos \beta' \text{tg} \rho) (\cos^2 \beta' + m \sin^2 \beta'). \quad (6)$$

Отношение N_δ / N_{cp} можно представить в следующем виде:

$$\frac{N_\delta}{N_{cp}} = \frac{b - l_p}{4} \frac{(b - l_p) \sin \beta' + \cos \beta' \text{tg} \rho \cos^2 \beta' + m \sin^2 \beta'}{b - l_p \cdot l_p \cdot \sin \beta' + \cos \beta' \text{tg} \rho + 2 l_p^2 \text{tg} \rho}.$$

Для встречающихся обычно на практике значений коэффициента внутреннего трения сыпучих материалов $f = 0,4 \div 1,2$ произведение mf мало отличается от средней величины $mf = 0,18$ [1].

Тогда можно принять, что

$$m = 0,18 / f. \quad (7)$$

Выражение (7) справедливо для идеально сыпучей среды. Коэффициент подвижности связной сыпучей среды не является постоянной величиной, а зависит от

величины главного напряжения σ_1 и при возрастании этого напряжения стремится к значению коэффициента подвижности для идеально сыпучего материала при одинаковой величине коэффициента внутреннего трения. Поэтому в дальнейшем для упрощения расчетов будет использоваться выражение (7). С достаточной для расчетов точностью можно принять, что при угле наклона боковых роликов, не превышающем 30° , ширину ленты конвейера можно представить следующей зависимостью

$$B = 2,6 \cdot l_p,$$

В зависимости от степени загрузки конвейера рабочая ширина ленты меняется, т.е. можно принять

$$b = \kappa B,$$

где $\kappa < 0,9$ — коэффициент степени загрузки конвейера.

Тогда

$$b = 2,6\kappa l_p,$$

откуда

$$b/l_p = 2,6\kappa.$$

Отношение N_δ / N_{cp} с учетом вышеизложенного приобретает следующий вид:

$$\frac{N_\delta}{N_{cp}} = \frac{(2,6\kappa - 1)^2 (\sin \beta' + \cos \beta' \operatorname{tg} \rho) (\cos^2 \beta' + m \sin^2 \beta')}{4(2,6\kappa - 1) (\sin \beta' + \cos \beta' \operatorname{tg} \rho) + 2 \operatorname{tg} \rho}. \quad (8)$$

Для идеально сыпучей среды $\operatorname{tg} \rho = f$.

В таблице 1 представлены результаты расчета отношения N_δ / N_{cp} и распределения нагрузки материала на ролики желобчатой роликоопоры в зависимости от угла наклона боковых роликов при следующих исходных данных:

$\kappa = 0,9$ — коэффициент максимальной степени загрузки конвейера;

$\operatorname{tg} \rho = f = 0,72$ — коэффициент внутреннего трения материала (уголь);

$m = 0,18/f = 0,25$ — коэффициент подвижности материала.

Доля веса материала на средний ролик от общей погонной нагрузки определяется следующим выражением:

$$P_{cp}^* = \frac{N_{cp}}{N_{cp} + 2N_\delta} = \frac{1}{1 + 2(N_\delta / N_{cp})}. \quad (9)$$

Доля веса материала на боковой ролик от общей погонной нагрузки

$$P_\delta^* = \frac{N_\delta}{N_{cp} + 2N_\delta} = \frac{N_\delta}{N_{cp}} \cdot \frac{1}{1 + 2(N_\delta / N_{cp})}. \quad (10)$$

Положение равнодействующей сил сопротивления движению от нижнего края желоба ленты (верхняя образующая среднего ролика) определяется по средневзвешенному значению сил сопротивления на роликах желобчатой роликоопоры [2] (рисунок 2)

$$S' = \frac{2P_\delta^* \frac{S_0}{2}}{P_{cp}^* + 2P_\delta^*} = \frac{P_\delta^* S_0}{P_{cp}^* + 2P_\delta^*}, \quad (11)$$

где S_0 — высота желоба ленты.

При $\beta' = 30^\circ$, $S' = 0,153S_0$, что практически совпадает со значением S' по [2] ($S' = 0,157S_0$).

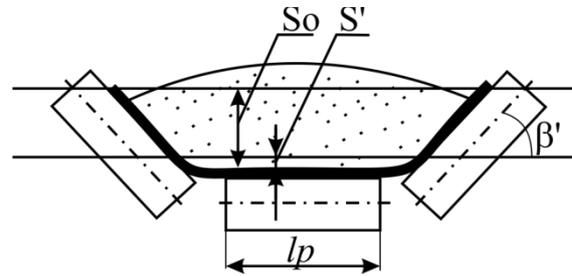


Рисунок 2 — Положение равнодействующей сил сопротивления движению

С уменьшением степени загрузки конвейера положение равнодействующей сил сопротивления движению изменяется в сторону уменьшения и при нагрузке менее 40 % от максимального значения сила сопротивления движению приложена непосредственно к верхней образующей среднего ролика.

При неравномерных грузопотоках конвейера и производительности более 40 % от максимального значения положение точки равнодействующей сил сопротивления будет постоянно изменяться, что приводит к непостоянству плеча приложения силы сопротивления движению ленты относительно оси шарнирной подвески ГУ весов, и, как следствие, к неоднозначной зависимости метрологических характеристик КВ от данного неинформативного параметра.

Таблица 1 — Распределение погонной нагрузки на ролики желобчатой роликоопоры

Угол наклона боковых роликов, β' , град	Отношение N_δ / N_{cp}	Доля погонной нагрузки, приходящейся на средний ролик, P_{cp}^*	Доля погонной нагрузки, приходящейся на боковой ролик, P_δ^*
13	0,250	0,666	0,166
20	0,242	0,674	0,163
30	0,220	0,694	0,153

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Зенков Р.Л. Механика насыпных грузов. М.: Машиностроение, 1964.

2. Кузнецов Б.А. К теории работы автоматических конвейерных весов // Вопросы рудничного транспорта: Сб. М.: Углетехиздат, 1954. Вып. 1. С. 42-53.

УДК 666.92

Е.В. ТКАЧ

Исследование морозостойкости бетонов с гидрофобизирующими комплексными модификаторами

Морозостойкость бетона является одним из факторов надежности строительных изделий и конструкций, в частности их долговечности. Кинетика и степень морозного разрушения бетона в значительной степени определяются особенностями его структуры и наличием гидрофобизирующих модификаторов [1, 2]. Именно гидрофобизирующий опыт, позволяющий одновременно решать задачи, связанные с улучшением характеристик структурообразования цементного камня (по В.Г. Батракову — существенно воздействовать на структуру цементного камня, в котором тонкие поры неправильной формы размерами 10^{-5} - 10^{-4} м прерываются порами сферической формы в сотые и десятые доли мм) и гидрофобизацией внутренней поверхности пор и капилляров цементного камня, что и обеспечивает высокую долговечность бетонных и железобетонных изделий и конструкций.

Теоретические положения, разъясняющие механизм разрушения материалов при их частом попеременном замораживании и оттаивании, наиболее четко и полно отражены в работах [3, 4]. Результаты испытаний бетонов с гидрофобизирующими комплексными модификаторами на морозостойкость приведены в таблице 1 и на рисунке 1.



Рисунок 1 — Результаты испытаний бетона на морозостойкость

Анализ полученных данных показывает, что бетоны одинакового класса по прочности без добавок выдерживают около 200 циклов попеременного замораживания и оттаивания (коэффициент морозостойкости $K_{мпз} = 0,88$), тогда как с комплексными модификато-

рами морозостойкость бетона существенно повышается. Впечатляющие результаты морозостойкости модифицированного бетона ($K_{мпз} \approx 0,88-0,99$) через 400 циклов испытаний указывают на потенциальные возможности бетонов с модификаторами марки ГКМ-С и ГКМ-С плюс ГТ-М.

Характер кривых, полученных в результате испытания бетонов на морозостойкость, показывает повышение прочности бетонов в начальный период испытаний. Это происходит за счет использования клинкерного фонда, на что обращается внимание в работах [2-4]. Прирост прочности бетонов с модификаторами больше, чем бетонов без добавок, что косвенным образом указывает на снижение под воздействием гидрофобизирующих ингредиентов разрушительного действия льда в межпоровом пространстве бетона.

В соответствии с законом гляциологии о движении льда механизм разрушения бетона от морозопучения В.И. Соловьев назвал «коррозией» (скобля, соскребаю), в отличие от термина коррозия (разъедаю) [2]. В цементном камне конструктивные процессы («самозалечивание») превалируют над деструктивными (коррозия — морозобойные трещины, движение льда в межпоровом пространстве). Следует обратить внимание на точку А (рисунок 1), которая получена пересечением кривых 4 и 3 на границе области развития конструктивных процессов в цементном камне гидрофобизированных бетонов с одинаковым расходом цемента. Появление точки А мы объясняем следующим образом. Прочность бетона с ГКМ-С плюс ГТМ в начале испытаний возрастает менее интенсивно (на 8-10 %), чем бетона с ГКМ-С. В точке А эти бетоны имеют одинаковую прочность. Во время испытания, как известно, начинает расходоваться клинкерный фонд. И чем быстрее он расходуется, тем меньше в дальнейшем будут компенсироваться деструктивные процессы льдообразования — процессы коррозии, что приведет к развитию дефектов, а значит и к снижению прочности. В точке А мы наблюдаем замедление интенсивности снижения прочности гидрофобизированного бетона с ГКМ-С плюс ГТ-М, что обусловлено действием не только гидрофобизирующей добавки ГКМ-С, но и дополнительным действием гидрофобного трегера на модифицирование процессов льдообразования. Наложение эффектов действия модификатора ГКМ-С и гидрофобного трегера ГТ-М приводит к улучшению объемной гидрофобизации структуры бетона и тем самым к ослаблению деструктивных процессов в модифицированном бетоне.

Таблица 1 — Результаты испытания модифицированных бетонов на морозостойкость

Вид добавки	Содержание добавки, % от массы цемента	Потеря массы, %, после циклов					$K_{мрз}$, после циклов				
		150	200	250	300	400	150	200	250	300	400
-	-	1,9	2,6	3,8	5,3	-	0,99	0,88	0,71	0,76	-
ГКМ-С	1,5	0	0	0,9	1,8	2,4	1,08	1,06	1,04	0,96	0,88
ГКМ-С + ГТ-М	1,5 + 10	0	0	0,6	1,1	2,0	1,15	1,11	1,09	1,03	0,99

По нашему мнению, точка А характеризует относительно более высокий запас морозостойкости бетона с ГКМ-С плюс ГТ-М (кривая 4), чем бетона с ГКМ-С (кривая 3). Гидрофобный трегер ГТ-М повышает морозостойкость бетона более чем на 100 циклов. Полученные данные можно рассматривать как частное доказательство того, что увеличение содержания гидрофобизатора в единице объема без снижения прочности является эффективным средством для достижения высокой морозостойкости, а значит и долговечности бетона.

Об улучшении морозостойкости бетона с гидрофобным трегером можно судить также по снижению потери массы в процессе испытаний. Косвенным доказательством того, что гидрофобный трегер способствует повышению морозостойкости бетона, могут быть результаты испытания бетонов на водопоглощение до и после испытания на морозостойкость (рисунок 2).

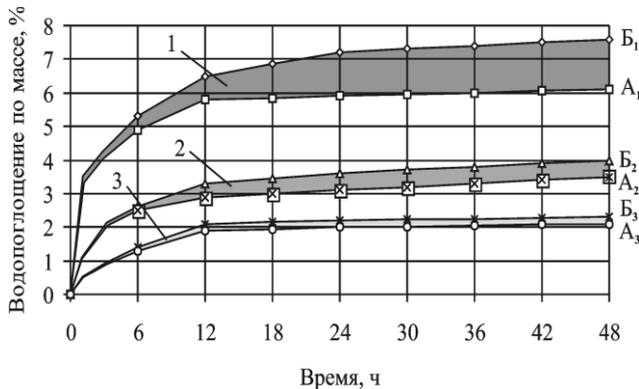


Рисунок 2 — Водопоглощение бетонов до и после испытания на морозостойкость: A_1 и B_1 — бетон без добавок соответственно до и после испытания на морозостойкость; A_2 и B_2 — бетон с 1,5 % ГКМ-С; A_3 и B_3 — бетон с 1,5 % ГКМ-С плюс ГТ-М

Из рисунка 2 видно, что после испытания на морозостойкость (300 циклов попеременного замораживания и оттаивания) бетоны без модификатора и с модификаторами имеют разное увеличение водопоглощения: прирост водопоглощения бетонов без добавок составляет ~20-25 %, тогда как бетонов с модифи-

катором ГКМ-С \approx 12-15 %, а с ГКМ-С плюс ГТ-М \approx 5-7 %. Гидрофобный трегер снижает прирост водопоглощения более чем в 2 раза.

В данном случае мы также видим, что совместное действие гидрофобизирующей добавки ГКМ-С и гидрофобного трегера приводит к существенному снижению разрушительных процессов коррозии в гидрофобизированной структуре. Именно взаимоусиление (эффект синергизма) действий гидрофобизирующей добавки и гидрофобного трегера обеспечивает создание объемной рациональной гидрофобизации цементного камня и бетона в целом.

По В.И. Соловьеву [2], характер изменения льдообразования в материалах является следствием ряда процессов, в число которых входят:

- изменение кинетики льдообразования и свойств льда в присутствии гидрофобизирующих модификаторов;

- снижение под действием ПАВ температуры начала кристаллизации воды. При этом, по-видимому, разупорядочивается скрытокристаллическая структура воды, что приводит к уменьшению количества тригидроля (H_2O)₃, и вода большей частью характеризуется полимеризационными формами H_2O и (H_2O)₂. Переохлажденная вода с уменьшенным количеством молекул тригидроля, имеющих наименьший объем, превращается в лед без «взрывного» эффекта;

- увеличение под действием ПАВ количества дислокаций в кристаллах льда. Структура льда с гидрофобизатором является условно порфиновой вследствие ее неравномерности и наличия вкрапленников ПАВ, что обуславливает более высокую текучесть и пластичность при различных деформациях (сжатие, срез и т.д.).

Таким образом, результаты испытаний показывают, что в строительном материаловедении появился новый технический прием существенного повышения морозостойкости бетона путем совместного применения гидрофобизирующего комплексного модификатора ГКМ-С и гидрофобного трегера ГТ-М. При этом достигается увеличение концентрации гидрофобизирующих веществ с 1,5 до 10 % и более от массы цемента на единицу объема без снижения прочности, что обеспечивает получение эффективных бетонов высокой долговечности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Баженов Ю.М. Технология бетона. М.: Изд-во АСВ, 2002. 49 с.
2. Соловьев В.И., Ергешев Р.Б. Эффективные модифицированные бетоны. Алматы: КазГосИНТИ, 2000. 123 с.
3. Батраков В.Г. Модифицированные бетоны. М.: Стройиздат, 1998. 131 с.
4. Стольников В.В. О теоретических основах сопротивляемости цементного камня и бетонов чередующимся циклам

ӘОЖ 624.953:043

А.И. АЙНАБЕКОВ
Ұ.С. СҮЛЕЙМЕНОВ
Ш.Т. ЕШІМБЕТОВ
Х.А. АБШЕНОВ

Резервуар қабырғасына люк және құбырларды ендіру түйінін нығайту элементтерін есептеудің инженерлік әдісі

Республикамыздағы пайдалы қазбалардың, оның ішінде мұнай мен табиғи газды өндіруінің жыл бойы өсіп отыруы, оларды тасымалдау, өңдеу мен сақтауға байланысты кәсіпорындардың қуаттылықтарының жүйелі өсуі, сонымен қатар химия, мұнай-химия, энергетика, ауылшаруашылығы өндірістері және өзге де салаларында күрделі көлемді арнайы сақтау орындарына деген сұраныстардың өсуі резервуарлар құрылысындағы металл шығындарын азайтуда, қажетті еңбек көлемін төмендетуде, жаңа ғылыми жетістіктерге жету беталыстарын үдетуде, оларды пайдалануда беріктігі мен ұзақ мерзімділігін арттыруда, жаңаша конструкциялық шешімдер құруда міндеттемелер қояды.

Тік цилиндрлі резервуарлар қирауларын талдау жасау бойынша қорытындылайтынымыз [1,2], резервуар конструкцияларының жауапты аймақтарының біріне кернеулердің шоғырлану орындары жатады: резервуар табаны мен қабырғасының жанасу аймақтары, құбырларды және түтікшелерді қабырғаға ендіру түйіндерінің аймақтары жатады. Резервуарлардың ойық аймақтарына тиісті, болатын тік цилиндрлі резервуарларды жобалау және құрылысына арналған пайдаланудағы нормалық құжаттар ойықтың кернеулену деформациялану күйіндегі мәселелерді ережелейді. Нормалардың жалпы талаптары конструкциялық элементтердің кернеулену-деформациялану күйін серпімділік шегінде есептеу нәтижелеріне негізделген және геометриялық өлшемдерін таңдауды анықтайды. Алайда, мұндай жағдай айтарлықтай алшақтыққа жетелеуі мүмкін, себебі конструкциялық элементтердің қирауына эксплуатациялық ерекшеліктер, материалдардың қасиеттері, кернеулердің шоғырлануы себеп болуы мүмкін. Сондай-ақ, пайдаланудағы нормативтік құжаттарда түтікше мен люк ойықтары түйіндерін беріктікке есептеу әдістемелерінде және құбырларды резервуар қабырғасына ендіру аймақтарында маңызды да шешуші фактордың бірі кернеулердің шоғырлануы есепке алынбаған. Сондықтан да, резервуарларды пайдалану тәжірибесі жоғарыда аталған нормалар мен есептеу әдістемелері негізінде кернеулердің шоғырлану аймақтарын нығайту, конструкцияларын жобалау олардың төмен сенімділігін көрсетуі таң қаларлық емес.

Айта кететін жайт, күрделі математикалық қиыншылықтармен байланысты ойық аймақтарындағы элементтер кернеулерінің шоғырлануын анықтау осы күнге дейін шешусіз болып қалуда және тек жекелей есептемелерді шешумен шектеледі.

Осы мәселелерге байланысты, люк ойығы және құбырларды ендіру түйіні аймақтарының нақты жұмысын және элементтерді есептеуде инженерлік әдіс-

темені өңдеу өзекті мәселе болып табылады, себебі резервуар конструкцияларының беріктігін, сенімділігін және ұзақ мерзімділігін өсіру мәселелерімен тікелей байланысты.

Резервуар қабырғасы мен түтікшенің түйіскен сызығы көп нүктелерден тұратындықтан, есепті шешуде шектік шарттарды қоса отыра көп теңдеулерді шығаруға тура келеді. Мұндай теңдеулердің шешімін табу үшін ЭЕМ-ды қажет етеді.

Алайда тәжірибелік зерттеулердің нәтижелерін талдай отыра кең шектерде, қабырға мен түтікшенің аса кернеуленген нүктелерінде 8-10% ауытқумен кернеулер эпюрасы бір қисықтық сызығына қосылады [3].

Бұл айтылған облыстарда кернеулену деформациялану күйі өстік симметриялық қабықшаларының кернеулену-деформациялану күйіне сәйкес екендігін көрсетеді. Осыған сәйкес практикалық тұғырдан қарағанда, резервуар қабырғасы мен түтікшедегі өстік және шеңберлік күшәсерлер, өстік және шеңберлік моменттер мен көлденең күштер өстік симметриялы есептің формулаларымен сипаттала алатындығы анықталады.

Түтікше конструкциясының материалы серпімділік жұмыс стадиясында қабырғаның кернеулену күйіне аз әсер ететіндігін ескере, сонымен қатар $E_n = E_c$, $\nu_n = \nu_c = 0,3$ қабылдап, қабырғадағы өстік σ_1^p , шеңберлік σ_2^p кернеулер мен түтікшедегі өстік σ_1^n шеңберлік σ_2^n кернеулерді анықтауда [4] жұмысында келтірілген есептік формулаларды пайдаланамыз:

$$\sigma_1^p \approx \frac{pR_c}{2\delta_c} \left(1 + 2,42\lambda_1 \sqrt{\frac{R_c}{\delta_c}} \cdot e^{-k\xi} \cos k\xi \right); \quad (1)$$

$$\sigma_2^p \approx \frac{pR_c}{\delta_c} \left(1 + \lambda_1 \sqrt{\frac{R_c}{\delta_c}} \cdot e^{-k\xi} \cos k\xi \right);$$

$$\sigma_1^n \approx \frac{pR_n}{2\delta_n} \left[1 + 2,42\lambda_1 \sqrt{\frac{R_c \delta_c}{\delta_n}} e^{-k\xi} \cos k_1 x - \sin k_1 x \right]; \quad (2)$$

$$\sigma_2^n \approx \frac{pR_n}{\delta_n} \left(1 + \lambda_1 \sqrt{\frac{R_c \delta_c}{\delta_n}} e^{-k\xi} \cos k_1 x \right),$$

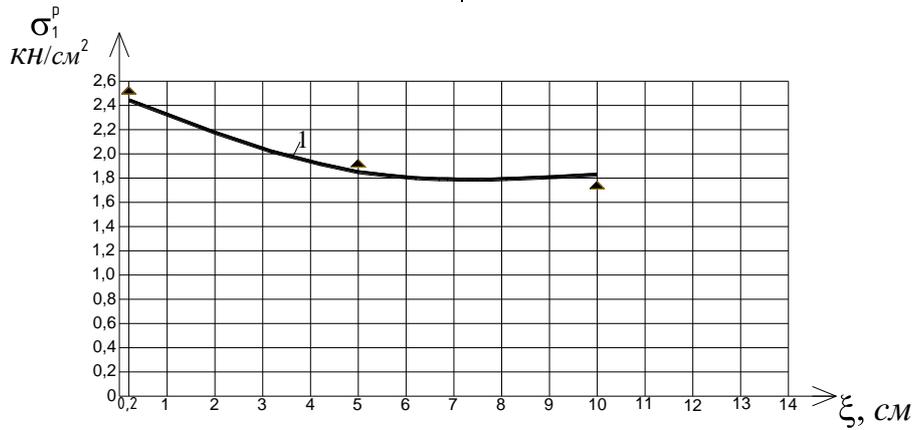
мұнда ξ — түтікшенің сыртқы бетінен бастап саналатын резервуар қабырғасы нүктелерінің координаталары;

x — резервуар қабырғасының сыртқы бетінен

бастап есептелінетін түтікше нүктелерінің координаталары

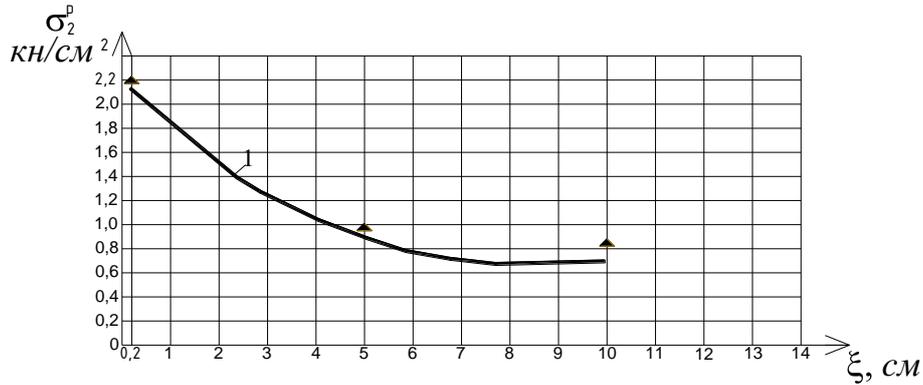
$$\lambda_1 = \frac{R_n}{R_c}, \quad k = \sqrt[4]{\frac{3(1-\mu^2)}{R_c^2 \cdot \delta_c^2}}; \quad k_1 = \sqrt{\frac{3(1-\mu^2)}{R_n^2 \cdot \delta_n^2}}$$

1,2 және 3 суреттерде, мысал ретінде тәжірибелік сынау нәтижелері (1) және (2) формулаларын пайдалана анықталған кернеулердің салыстырмалары келтірілген.



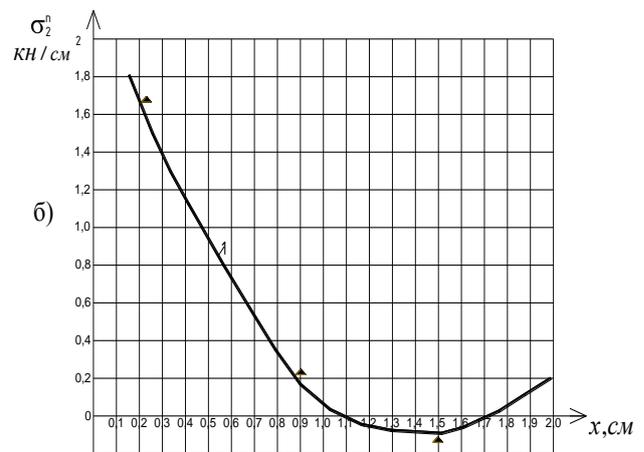
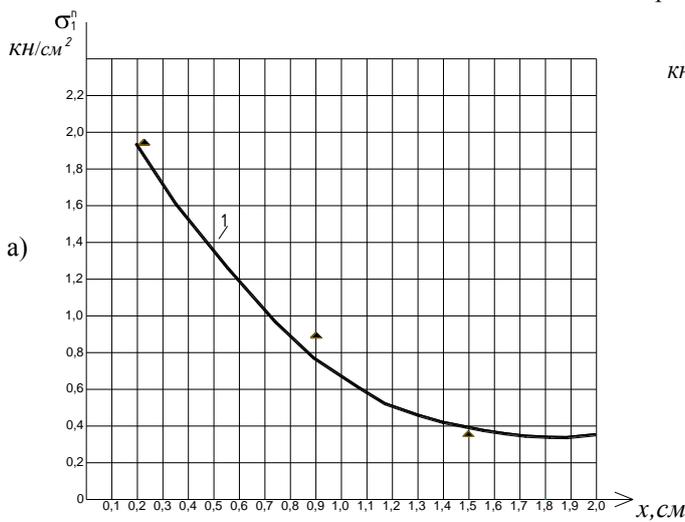
1 — есептік қисықтар, ▲ — тәжірибелік шамалар

1-сурет — Резервуар қабырғасының сыртқы нүктелеріндегі өстік кернеулердің тәжірибелік және есептік нәтижелерінің салыстырмасы



1 — есептік қисықтар, ▲ — тәжірибелік шамалар

2-сурет — Резервуар қабырғасының сыртқы нүктелеріндегі шеңберлік кернеулердің тәжірибелік және есептік нәтижелерінің салыстырмасы.



1 — есептік қисықтар, ▲ — тәжірибелік шамалар

3-сурет — Түтікшенің сыртқы нүктелеріндегі өстік және шеңберлік кернеулердің тәжірибелік және есептік нәтижелерінің салыстырмасы

Дәнекерленген конструкцияларда $\sigma_1 > \sigma_2$ және $\sigma'_2 > \sigma'_1$. Ең үлкен кернеулер дәнекерленген тігістерде байқалады. Тігістің өлшемін резервуар қабырғасы мен түтікше қабырғасының қалыңдықтарымен теңеп ($\xi = \delta_c$; $x = \delta_n$) және оларды (1), (2) формулаларына қойсақ, ең үлкен кернеулерді есептеу үшін келесі формулаларды аламыз:

$$\sigma_{\max}^p = \frac{p \cdot R_c}{\delta_c} \left[1 - \lambda \left(1 - \sqrt{\frac{R_c}{\delta_c}} \right) \right]; \quad (3)$$

$$\sigma_{\max}^n = \frac{p \cdot R_n}{\delta_n} \left[1 - \frac{\sqrt{R_p \cdot \delta_c}}{\delta_n} \left(1 - \sqrt{\frac{\delta_n}{R_n}} \right) \right]. \quad (4)$$

(3) және (4) формулалары кернеулердің ең үлкен шоғырлануын анықтайды. Бұл кернеулер кернеулердің шоғырлану аймағында қабырға мен түтікшеге рұқсат етілген кернеулердің шамасынан үлкен болмауы тиіс:

$$\sigma_{\max}^p = [\sigma^p], \quad \sigma_{\max}^n = [\sigma^n]. \quad (5)$$

(5) теңдеулерін ескере, (3) және (4) теңдеулерін бірге шеше отырып, кернеудің шоғырланған аймағында қабырға мен түтікшенің керекті қалыңдықтарын келесі формулаларымен анықтауға болады:

$$\delta_c^{Tp} = \frac{2pR_p}{3[\sigma^p]} \left(1 + 1,43 \sqrt{\lambda_1^2 \frac{[\sigma^p]}{p}} \right); \quad (6)$$

$$\delta_n^{Tp} = \frac{pR^p}{2[\sigma^n]} \left(\lambda_1 - \sqrt{\lambda_1} + 1,92 \sqrt{\lambda_1 \frac{[\sigma^n]}{p} \sqrt{\frac{\delta_n^{Tp}}{R^{Tp}}}} \right). \quad (7)$$

(6) және (7) формулаларында кернеудің рұқсат

етілген (шектік) шамасы ретінде РҚ ҚН 3.05-24-2004 [5] (9.4) формуласымен анықталған шаманы қолдануға болады.

(1) және (2) теңдеулері арқылы алынған кернеулер резервуар қабырғасы мен түтікше материалдарының есептік қарсыласуынан аспауы тиіс.

Түтікшені нығайту табақшасының ені

$$l = \sqrt{2R_n + \delta_n \cdot \delta_n} \quad (8)$$

шектерінде қабылданады, ал резервуар қабырғасын нығайтатын жапсырма бетінің ұзындығы

$$L \approx \sqrt{2R^p \cdot \delta_c} \quad (9)$$

шектерінде қабылданады.

Жоғарыда көрсетілген есептеудің инженерлік әдісі люк және құбырларды ендіру аймағында түйін элементтерінің кернеулену күйін дұрыс бағалауға мүмкіндік береді және есептемені айтарлықтай жеңілдетеді.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. Материалы международной практической конференции «Проектирование строительства и ремонт резервуаров для нефти и нефтепродуктов». Алматы, 2001. 16 с.
2. Берков Н.А., Скопинский В.Н. Напряженное состояние цилиндрического резервуара с тангенциальным патрубком при действии внутреннего давления // Известия вузов машиностроения, № 4, 1981. С. 23-28.
3. Айнабеков А.И., Протопопов А.В., Ешимбетов Ш.Т. Напряженное состояние и концентрация напряжений в зоне врезки люка — лаза в стенку вертикального цилиндрического резервуара. «Наука и образование Южного Казахстана», № 4(63), 2007. С. 8-12.
4. Феденко Г.И. К расчету концентрации напряжений в области соединения цилиндрической обечайки с патрубком при внутреннем давлении // Проблемы прочности, № 5, 1972. С. 59-65.
5. ҚР ҚН 3.05-24-2004. Мұнайға және мұнай өнімдеріне арналған тік цилиндрлік болат резервуарларды жобалау, дайындап шығару және жинақтау жөніндегі нұсқау. Астана, 2005. 78 бет.

УДК 004.8:336.7

Ж.Н. САГИНТАЕВА

Пуассоновские смеси в моделях кредитного скоринга

Темпы изменения казахстанской и мировой экономики вызывают необходимость регулярно совершенствовать принципы и механизмы функционирования ее основных участников — государств, компаний, инфраструктурных организаций. Становится очевидной прямая зависимость эффективности работы каждого участника друг от друга, необходимость тесной интеграции управляющих систем и справедливых «правил игры». В этой связи растет актуальность разработки практических и научных решений в

области менеджмента и финансов не только для бизнеса, но и для таких новых экономических образований, как государственно-частных партнерств, крупных полугосударственных корпораций и т.д. Целью настоящей статьи является постановка актуальных проблем финансового бизнеса, их систематизация и рассмотрение одного из вариантов их решения.

Система скоринга — это автоматизированный процесс оценки банком потенциального заемщика, позволяющий минимизировать временные затраты.

Первые скоринговые системы появились на Западе, причем пришли из ботаники: в 1941 г. Дэвид Дюрэн [2] применил идею Фишера [1] о классификации растений на «плохие» и «хорошие» к типологизации кредитов. Скоринг опробовали во время Второй мировой войны, он весьма пригодился в связи с нехваткой аналитиков, но широкое использование возможностей скоринга на Западе началось только с распространением кредитных карточек.

В зависимости от типа используемых входных данных о потенциальном заёмщике выделяют следующие типы скоринга:

- *Кредитный скоринг* (скоринг по данным заявки, application scoring) — принятие решения о выдаче кредита новым клиентам по данным, указанным в заявке.

- *Поведенческий скоринг* (behavior scoring) — динамическая оценка состояния кредитоспособности существующего заёмщика, основанная на данных об истории транзакций по его счетам. По результатам оценки может определяться текущий лимит кредита для заёмщика; меры, принимаемые в случае задержки платежей; маркетинговые ходы, которые могут быть направлены на клиента.

Система скоринга может использоваться не только на стадии продажи кредитного продукта, но и при его проектировании, поскольку с её помощью можно определить, проанализировать кредитоспособность группы потенциальных заемщиков, под которую проектируется продукт и, выделив основные качества заемщиков, снижающие риск, направить основные маркетинговые усилия именно на таких заемщиков.

В настоящее время для кредитного скоринга используются методы статистики, исследования операций и искусственного интеллекта. Указанные методы могут применяться как по отдельности, так и в различных комбинациях. Обилие совершенно разных методов для решения одной и той же задачи объясняется чисто прагматическим подходом: использовать то, что работает, а не пытаться объяснить причину дефолтов или зависимость от макроэкономических показателей.

Для построения модели берётся выборка данных по существующим заёмщикам, обычно не менее нескольких тысяч записей. По каждому заёмщику необходимы анкетные данные и кредитная история за определённый период, как правило, от одного года до двух лет. Относительно каждой кредитной истории решается, является ли она «хорошей» или «плохой».

На качество модели сильно влияет выбор периода, за который рассматривается кредитная история. Считается, что вероятность дефолта как функция времени от прихода в кредитную организацию вначале сильно колеблется, и только после года начинает стабилизироваться, поэтому использование малого периода приведёт к недооцениванию вероятности дефолта. Напротив, использование периода более двух лет нежелательно в силу того, что за это время могут произойти определённые социально-экономические изменения, так что вновь приходящие клиенты будут слишком сильно

отличаться по своим характеристикам от тех, на которых была построена модель.

Проблему кредитного скоринга можно рассматривать как задачу классификации: зная ответы на вопросы анкеты $x \in A$, определить, к какой группе относится заёмщик: $x \in A_G$ для «хороших» клиентов и $x \in A_B$ для плохих. При этом необходимо понимать, что абсолютно точная классификация принципиально невозможна хотя бы потому, что один и тот же набор ответов может быть дан как «хорошим», так и «плохим». Однако хотелось бы построить модель, которая производила бы правильную классификацию в максимально большем числе случаев.

В поведенческом скоринге можно выделить следующие основные модели: 1) методы, аналогичные кредитному скорингу; 2) статистические модели; 3) структурные модели.

Предполагаемый подход выделения основных состояний заёмщиков заключается в идентификации параметров смесей распределений, в частности, пуассоновских смесей [3, 4].

Предположим, что количество пропущенных платежей для каждого клиента является пуассоновским процессом с интенсивностью λ_i . Значение λ_i можно было бы использовать в качестве одной из составляющих, описывающих состояние клиента, если бы только можно было оценить её с достаточной достоверностью. Оценкой максимального правдоподобия является

$$\hat{\lambda}_i = \frac{\text{число пропущенных платежей}}{\text{общее число платежей}}$$

Однако такая оценка имеет слишком низкую статистическую значимость. Например, если клиент не пропустил ни одного платежа за 12 месяцев, это ещё не означает, что у него $\lambda_i=0$. Если взять больший промежуток времени, то оценка становится более точной, но при этом нельзя забывать, что, во-первых, λ_i меняется со временем (это состояние заёмщика), а во-вторых, если конечной целью является построение марковской цепи и вычисление переходных вероятностей, то использовать большие промежутки времени для оценки λ_i не представляется возможным.

Пусть имеется портфель из N заёмщиков, тогда общим распределением числа неплатежей за единичный период времени является

$$P(x = k) = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \frac{e^{-\lambda_i} \lambda_i^k}{k!}$$

Сделаем упрощающее предположение: заёмщиков можно разделить на n групп численностью n_1, \dots, n_n , так что каждая группа имеет одинаковую интенсивность неплатежей λ_i . Тогда

$$P(x = k) = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^n \frac{e^{-\lambda_i} \lambda_i^k}{k!} p_i,$$

где $p_i = \frac{n_i}{N}$ — доля группы i в общей численности клиентов.

Зафиксируем теперь достаточно большой период времени и вычислим эмпирическое распределение

числа неплатежей за этот период. После этого вычислим оценку максимального правдоподобия, т.е. найдём число \hat{n} , частоты интенсивности неплатежей $\hat{\lambda}_i$ и смешивающее распределение \hat{p}_i . Тогда в качестве состояния заёмщика можно использовать номер i , отражающий его текущую интенсивность неплатежей.

Пусть по клиенту имеется информация о количестве неплатежей k за период времени T . Тогда по формуле Байеса получаем следующее апостериорное распределение состояния:

$$P(C = i | x(T) = k) = \frac{P(x(T) = k | C = i)P(C = i)}{P(x(T) = k)} = \frac{e^{-\hat{\lambda}_i T} (\hat{\lambda}_i T)^k \hat{p}_i}{\sum_{i=1}^{\hat{n}} e^{-\hat{\lambda}_j T} (\hat{\lambda}_j T)^k \hat{p}_j}.$$

Когда доступны данные за очень короткий период, вероятности $P(C = i | x(T) = k)$ близки к априорным вероятностям \hat{p}_i .

$$\lim_{\alpha \rightarrow 0} P(C = i | x(\alpha T) = \alpha k) = \hat{p}_i.$$

Наоборот, при наличии данных за большой период времени ожидаемая интенсивность дефолтов приближается к одному из значений $\hat{\lambda}_i$.

Для определения состояния конкретного заёмщика можно выбрать либо состояние с максимальной апостериорной вероятностью, либо взять в качестве ожидаемой интенсивности дефолта

$$\lambda = \sum_{i=1}^{\hat{n}} \hat{\lambda}_i P(C = i | x(T) = k).$$

Отметим, что если все $\hat{\lambda}_i > 0$, то $\lambda > 0$, даже если $k = 0$, то есть клиент исправно исполняет все платежи. Это позволяет учесть возможность неплатежа у клиента, который до сих пор не пропустил ни одного платежа. С другой стороны, $\lambda \rightarrow 0$ при $T \rightarrow \infty$, то есть с течением времени клиент, не пропускающий платежи, считается всё более и более надёжным.

Опишем теперь, как можно построить марковскую цепь, используя полученные результаты. Пусть \hat{n} , $\hat{\lambda}_i$, \hat{p}_i — параметры модели, оцененные по данным на достаточно длинном промежутке времени. Зафиксируем теперь два последовательных промежутка времени, скажем, длиной в год (примем это за единичный отрезок времени). По каждому клиенту $m = \overline{1, N}$ вычислим количество платежей, пропущенных в первом и втором периоде (k'_m и k''_m

соответственно). Определим состояния цепи как числа $1, \dots, \hat{n}$ и вычислим оценки переходных вероятностей

$$\hat{p}(i \rightarrow j) = \frac{\sum_{m=1}^N P(C = i | x(1) = k'_m) P(C = j | x(1) = k''_m)}{\sum_{m=1}^{\hat{n}} \sum_{m=1}^n P(C = i | x(1) = k'_m) P(C = j' | x(1) = k''_m)}.$$

Очевидно, что тот же самый подход можно применить, если состояния в цепи имеют более сложный вид, включая в себя не только интенсивность неплатежей, но и другую информацию: состояние счёта, сумму непогашенного долга и т.п.

В заключение в качестве примера сочетания ряда приведённых методов в цельной системе скоринга можно предложить следующую составную модель.

По историческим данным о неплатежах клиентов определяются параметры \hat{n} , $\hat{\lambda}_i$, \hat{p} пуассоновской смеси, описывающей интенсивность неплатежей.

- Определяются переходные вероятности $\hat{p}(i - j)$ переключения с интенсивности неплатежей $\hat{\lambda}_i$ на $\hat{\lambda}_j$.
- Для каждого из существующих клиентов определяется распределение вероятностей по состояниям $1, \dots, \hat{n}$, соответствующим различным интенсивностям неплатежей. Эти данные используются для построения байесовской сети классификации для кредитного скоринга новых клиентов.
- Для каждого нового клиента с помощью построенной байесовской сети вычисляется распределение по состояниям $\hat{\lambda}_i$. Для уточнения распределения может использоваться дополнительная информация, например, система априорного скоринга. Вычисленное распределение позволяет спрогнозировать вероятность дефолта и график погашения долга, поэтому может быть использовано для принятия решения о выдаче кредита или отказе.
- По мере поступления информации о количестве неплатежей клиента по формуле Байеса уточняется его распределение по состояниям $\hat{\lambda}_i$. При этом в качестве априорных вероятностей используются вероятности, выданные системой кредитного скоринга.
- Используя матрицу переходных вероятностей, на уровне портфеля прогнозируют ожидаемые потери от дефолтов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Fisher R.A. The use of multiple measurement in taxonomic problems // Annals of Eugenics. 1936. N. 7. p. 179-183.
2. Durand D. Risk elements in consumer installment financing. NY: National Bureau of Economic Research, 1941.
3. Guillren M., Artris M. Count data models for a credit scoring system. Paper presented at the Third Meeting on the European Conference Series in Quantitative Economics and Econometrics on Econometrics of Duration, Count and Transition Models, December, 1992.
4. Mnatsakanov R. M., Klaasen C. A. J. Estimation of the mixing distribution in Poisson mixture models: uncensored and censored samples Proceedings of the Hawaii International Conference on Statistics and Related Fields. Honolulu, Hawaii, USA, June, 2003.

Ключевые концепции традиционных моделей управления экономикой и традиционные аналитические методы анализа финансовых ресурсов все чаще и чаще наталкиваются на проблемы, не имеющие эффективного решения в рамках устоявшихся статистических и эконометрических моделей. Традиционные, ставшие уже классическими, подходы были разработаны для описания относительно устойчивого, медленно эволюционирующего и незначительно изменяющегося мира. По самой своей сути эти методы и подходы не были предназначены для описания и моделирования быстрых изменений, непредсказуемых скачков и сложных взаимодействий отдельных составляющих современного мирового рыночного процесса.

Постепенно стало ясно, что изменения в экономическом мире происходят настолько интенсивно (иногда это называют турбулентностью среды), а их качественные проявления бывают настолько неожиданными, что для анализа и прогнозирования финансовых рынков синтез новых аналитических и вычислительных подходов, берущих свое начало в различных областях человеческих знаний, стал насущной практической необходимостью. Этот синтез был осуществлен в рамках бурно развивающейся в настоящее время междисциплинарной науки — теории сложности.

В теории сложных систем исследуются, главным образом, нелинейные системы с обратной связью, когда информация с выхода системы подается на вход и становится следующим набором входных данных.

При анализе и предсказании сложных финансовых систем в настоящее время нельзя обойтись и без такого мощного инструмента, как нейросетевые технологии. Использование нейронных сетей и генетических алгоритмов постепенно становится конкурентоспособным подходом при решении задач предсказания, классификации, моделирования финансовых временных рядов, а также при решении задач оптимизации в области финансового анализа и управления риском.

Нейронные сети — это системы искусственного интеллекта, способные к самообучению в процессе решения задач.

Обучение сводится к обработке сетью множества примеров, состоящих:

- из набора пар входов и выходов (обучение с учителем);
- набора только входов (обучение без учителя).

Прогонка обучающих примеров проводится до тех пор, пока не достигается желаемая точность совпадения реальных и обучающих выходов. С этого момента нейросеть считается обученной и может быть применена к обработке данных, похожих на обучающие, но не совпадающие с ними. Следует отметить, что в этом случае наиболее трудным в использовании нейросетей является выбор момента остановки обучения. Если сеть

обучать недолго, то она не выучит выборку обучающих примеров. Если сеть обучать слишком долго, то она выучит примеры с шумами со сколь угодно высокой точностью, но окажется неспособной обобщать примеры. Для преодоления этой трудности можно использовать процедуру калибровки. Калибровка позволяет найти оптимум нейросети на тестовом множестве, означая способность сети к обобщению, т.е. получению хороших результатов на новых данных. Это достигается вычислением среднеквадратичной ошибки между реальными и предсказанными выходами. Можно использовать достаточно стандартную процедуру минимизации среднеквадратичной ошибки как статистическую меру качества моделирования.

Модель нейронной сети состоит из элементов, обрабатывающих сигналы (нейронов), связей между нейронами и обучающих схем или правил.

Каждый *нейрон* сети обладает собственным весом (положительным, отрицательным) и так называемой функцией активации. Нейрон обрабатывает входные сигналы, суммируя входы с весами и трансформируя полученный результат в выходной сигнал с помощью *функции активации* (линейной, нелинейной, стохастической). Нейроны сети взаимодействуют друг с другом в зависимости от топологии связей. Последние бывают полными (каждый с каждым), частичными (противоположность полной связи), с петлями обратных связей, без таковых. В каждой задаче требуется свой выбор архитектуры сети. Наличие обратных связей влияет на обучаемость сети (улучшая ее), тогда как степень внутренних связей определяет параллелизм вычислений. Когда нейросети стали популярны, они состояли из одного или двух слоев нейронов — входного и/или выходного. Современные многослойные нейросети мощнее, в частности, из-за того, что они формируют внутреннее представление задачи в так называемых скрытых слоях.

Отличительной чертой нейросетей является глобальность связей. Базовые элементы искусственных нейросетей — формальные нейроны — изначально нацелены на работу с широкополосной информацией. Каждый нейрон нейросети, как правило, связан со всеми нейронами предыдущего слоя обработки данных. В этом основное отличие формальных нейронов от базовых элементов последовательных ЭВМ — логических вентилях, имеющих лишь два входа. В итоге универсальные процессоры имеют сложную архитектуру, основанную на иерархии модулей, каждый из которых выполняет определенную функцию.

Эффективность предсказаний нейросети проверялась сравнением фактического и предсказанного нейросетью значений. Критериями качества предсказания могут служить следующие параметры:

- *число эпох и время обучения* — показатели того, как долго сеть способна улучшать предсказания на тестовом множестве;
- *коэффициент Q* сравнивает точность нейросетевой модели с точностью модели, в которой предсказания одинаковы и совпадают со средним значением всех примеров. Самый лучший результат достигается, если Q принимает значение 1, для очень хорошего результата Q близок к 1, для очень плохого — в окрестности 0;
- *r -квадрат* — коэффициент детерминации, равный отношению дисперсии предсказанных к дисперсии фактических значений, показывает, какая часть дисперсии предсказанных значений объясняется уравнением регрессии.
- *средняя ошибка* — усредненный по обработанным примерам модуль разности между предсказанным и фактическим значениями;
- *максимальная ошибка* — максимальный модуль разности между предсказанным и фактическим значениями среди всех обработанных примеров;
- *% правильного предсказания знака изменения* — отношение числа примеров, для которых знак реального и предсказанного значений совпадают, и общего числа обработанных примеров, умноженное на 100.

В общем, если речь идет о достаточно простых задачах, скажем, об обработке и анализе обычных баз данных, то не всегда имеет особый смысл применять нейросеть. Здесь можно провести аналогию с перевозкой груза. Если надо небольшой груз перевести на короткое расстояние, то лучше воспользоваться простой тележкой. Увеличивая расстояние перевозки, придется изменять средство доставки — от машины до самолета. При этом очень важным является не только само средство транспорта (в нейросетях просто компьютер), но и квалификация перевозчика. В первом случае такую работу можно доверить любому, а в последнем — только квалифицированному специалисту, который должен учиться не один десяток лет, чтобы выполнить эту работу.

Нейросети наиболее приспособлены к решению широкого круга задач, так или иначе связанных с обработкой образов. В список типичных постановок задач для нейросетей можно включить: аппроксимацию функций по набору точек (регрессия); классификацию данных по заданному набору классов; кластеризацию данных с выявлением неизвестных классов-прототипов; сжатие информации; восстановление утраченных данных; ассоциативную память; оптимизацию и оптимальное управление.

Этот список можно было бы продолжить и дальше. Возьмем, например, задачу аппроксимации функции по набору точек (данный тип задач очень часто возникает при составлении прогнозов в экономике). Это типичный пример некорректной задачи, т.е. задачи, не имеющей единственного решения. Чтобы добиться единственности, такие задачи надо регуляризовать — дополнить требованием минимизации некоторого регуляризирующего функционала. Минимизация такого функционала и является целью обучения

нейросети. Задачи оптимизации также сводятся к минимизации целевых функций при заданном наборе ограничений. С другой стороны, классификация — это не что иное, как аппроксимация функции с дискретными значениями (идентификаторами классов), хотя ее можно рассматривать и как частный случай заполнения пропусков в базах данных, в данном случае — в колонке идентификаторов класса. Задача восстановления утраченных данных, в свою очередь, — это ассоциативная память, восстанавливающая прообраз по его части. Такими прообразами в задаче кластеризации выступают центры кластеров. Если информацию удастся восстановить по какой-нибудь ее части, значит мы добились сжатия этой информации и т.д.

Наверное, в каждой предметной области при ближайшем рассмотрении можно найти постановки нейросетевых задач.

- Экономика и бизнес: предсказание рынков, оценка риска невозврата кредитов, предсказание банкротств, оценка стоимости недвижимости, выявление пере- и недооцененных компаний, автоматическое рейтингование, оптимизация портфелей, оптимизация товарных и денежных потоков, автоматическое считывание чеков и форм, безопасность транзакций по пластиковым карточкам.

- Медицина: обработка медицинских изображений, мониторинг состояния пациентов, диагностика, факторный анализ эффективности лечения.

- Связь: сжатие видеoinформации, быстрое кодирование-декодирование, оптимизация сотовых сетей и схем маршрутизации пакетов.

- Автоматизация производства: оптимизация режимов производственного процесса, комплексная диагностика качества продукции, мониторинг и визуализация многомерной диспетчерской информации.

- Ввод и обработка информации: обработка рукописных чеков, распознавание подписей, отпечатков пальцев и голоса. Ввод в компьютер финансовых и налоговых документов.

- Геологоразведка: анализ сейсмических данных, ассоциативные методики поиска полезных ископаемых, оценка ресурсов месторождений.

Данный список можно продолжить. Просто нейросети — это не что иное, как новый инструмент анализа данных, и лучше других им может воспользоваться специалист в своей области. Основные трудности на пути еще более широкого распространения нейротехнологий — в неумении широкого круга профессионалов формулировать свои проблемы в терминах, допускающих простое нейросетевое решение. Здесь как никогда необходим творческий подход, профессионализм и большой опыт работы. Эти факторы во многом сдерживают применение нейросетей. Здесь всегда необходима высокая квалификация исследователя.

Технология НС входит в более общую концепцию, называемую «мягкими вычислениями» (Soft Computing) или «вычислительным интеллектом»

(не путать с искусственным, основанном на классической математике, символьном вычислении и др. формальных методах), которая вобрала в себя несколько нетрадиционных методов вычислений: нейронные сети; нечеткие системы; генетические алгоритмы; фракталы; теорию хаоса; нелинейную динамику.

В результате сложности вычислительных процедур все вычисления в нейросетях проводятся специально разработанными пакетами прикладных программ. Нейропакеты сейчас стали более или менее классическим средством в области новых вычислительных и информационных технологий. Поэтому очень многие фирмы, занимающиеся разработкой новых продуктов, пользуются нейротехнологией. Имея такой продукт, вы его устанавливаете, затем обучаете и запускаете. Сами пакеты обновляются по несколько раз в год, поэтому все они достаточно современные. Однако следует особо отметить, что это не калькулятор, который одинаков для любого пользователя. Нейропакеты — современные сложные системы вычислений, и их использование должно осуществляться на высокопрофессиональном уровне.

Можно назвать достаточно большой список нейропрограмм, которые можно рекомендовать пользователям. Все зависит от цели исследования, имеющегося набора данных и квалификации самого оператора.

В частности, можно отметить пакет Statistica Neural Networks. Заметным преимуществом данного пакета является то, что он встроен в огромный арсенал методов статистического анализа и визуализации данных, который представлен в одной из лучших современных статистических программ — Statistica. Более простым и доступным средством работы в нейросети является семейство продуктов EXCEL NEURAL PACKAGE, который может быть использован в стандартном пакете прикладных программ MICROSOFT EXCEL.

Таким образом, отражая современные тенденции в экономическом мире, междисциплинарный подход в экономике и финансах является прорывом в комбинировании различных методов теории сложности, таких, например, как методы нелинейной и хаотической динамики, мультифрактальный анализ и нейротехнологии.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ежов А.А., Шумский С.А. Нейрокомпьютинг и его применение в экономике и бизнесе. Сер. Учебники экономико-аналитического института МИФИ / Под ред. проф. В.В. Харитонов. М., 1998.
2. Дмитриева Л.А., Куперин Ю.А., Сорока И.В. Междисциплинарность в науке и образовании // Тр. Всерос. научно-метод. конф. Санкт-Петербург, 11-13 октября 2001 г. СПб., 2001. С. 29-50.
3. Нейронные сети. Statistica Neural Networks: Пер. с англ. М.: Горячая линия — Телеком, 2000.

УДК 693.34:519.87

*Н.И. КАРАСЁВ
Н.И. ТОМИЛОВА*

Методы декомпозиции гидравлических цепей теплоснабжающих систем

Декомпозиционно-топологический подход к построению и исследованию моделей больших систем базируется на концепциях диакоптики Г. Крона [1], которая предполагает достаточно общие процедуры расчленения системы на части, исследование частей, а затем решение задач анализа и синтеза исходной большеразмерной системы на основе частных решений выделенных малых частей. В современной теории гидравлических цепей вопросы анализа и синтеза по частям практически мало исследованы.

Описанный в работе [2] топологический подход к декомпозиции больших гидравлических систем не пригоден для широкого класса реальных открытых, закрытых и открыто-закрытых двухтрубных систем теплоснабжения мегаполисов (СТМ), поэтому возникает потребность поиска новых подходов в методологии построения математических и информационных моделей гидравлических цепей СТМ на основе расчленения и последующего объединения её частей. Анализ принципов построения технологических структур и требований к программной реализации процесса имитационного моделирования режимов СТМ позволил предложить следующий единообразный подход к их

декомпозиции. Исходя чисто из технологических и организационных соображений трубопроводные сети СТМ разделяют на магистральные и распределительные, поэтому гидравлическую сеть СТМ целесообразно расчленить на магистральные и распределительные подсистемы, или фрагменты по узлам присоединения распределительных сетей к магистральным. Упомянутые узлы присоединения будем называть «граничными узлами» гидравлических цепей выделенных фрагментов СТМ. Каждая распределительная трубопроводная цепь имеет пару граничных узлов, а магистральная — содержит столько пар граничных узлов, сколько к ней присоединено распределительных фрагментов, выделенных на этапе декомпозиции исходной гидравлической цепи СТМ. В каждом из выделенных фрагментов введем дополнительные переменные, обеспечивающие эквивалентность параметров состояния (параметров режима) в исходной и расчленённой цепи.

На рисунке 1 приведены схемы декомпозиции гидравлических цепей СТМ, иллюстрирующие предложенный подход для цепей СТМ с фиксированными нагрузками. Эквивалентность параметров состояния исходной и расчленённой цепей

обеспечивается посредством соответствующих отношений, налагаемых на дополнительные переменные в сечениях исходной цепи. Для СТМ с фиксированными нагрузками потребителей условия эквивалентности параметров состояния будут иметь вид:

$$\begin{aligned} |q_m^n| &= |q_p^n|, \quad |q_m^o| = |q_p^o|; \\ P_m^o &= P_p^o, \quad H_p = P_m^n - P_m^o; \end{aligned} \quad (1)$$

где q_m^n, q_m^o — соответственно эквивалентные узловые расходы в граничных узлах подающего и обратного трубопроводов магистральной цепи;
 q_p^n, q_p^o — соответственно расход на участках распределительной цепи, инцидентных её граничным узлам на подающем и обратном трубопроводах;
 P_m^n, P_m^o — соответственно давление в граничных узлах подающего и обратного трубопроводов магистральной цепи;
 P_p^o — давление в граничном узле обратного трубопровода распределительного фрагмента;
 H_p — напор эквивалентного источника энергоносителя на входе распределительного фрагмента.

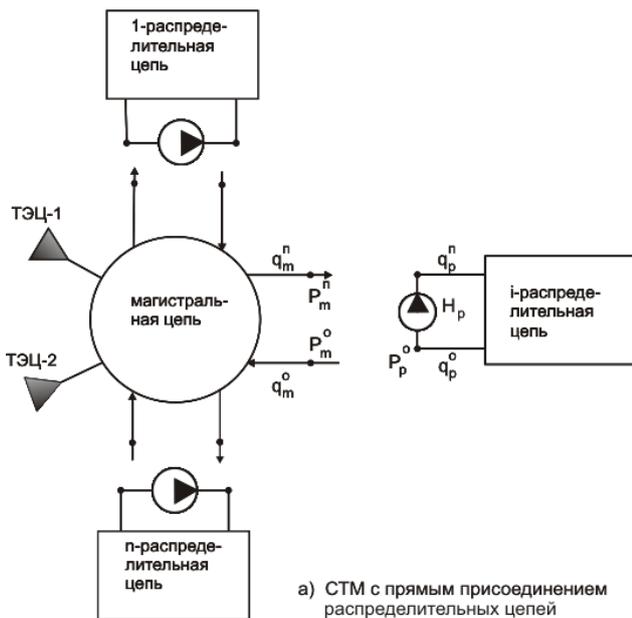


Рисунок 1 — Декомпозиция гидравлической цепи СТМ с фиксированными нагрузками потребителей

Для СТМ с фиксированными гидравлическими сопротивлениями потребителей условия эквивалентности параметров состояния будут иметь вид:

$$\begin{aligned} r_m &= r_p; \\ P_m^o &= P_p^o; \\ H_p &= P_m^n - P_m^o, \end{aligned} \quad (2)$$

где r_m, r_p — соответственно, эквивалентное гидравлическое сопротивление обобщенного потребителя в магистральной цепи и входное

гидравлическое сопротивление распределительного фрагмента.

Таким образом, при декомпозиции цепей с фиксированными нагрузками потребителей связи между выделенными фрагментами эквивалентно соотносятся с узловыми расходами энергоносителя в граничных узлах магистрального фрагмента и включением эквивалентного источника напора между граничными узлами распределенного фрагмента.

В цепях с фиксированными гидравлическими сопротивлениями потребителей связи между фрагментами обеспечиваются включением между граничными узлами магистрального фрагмента эквивалентного гидравлического сопротивления «обобщенного» потребителя, а между граничными узлами распределительного фрагмента — эквивалентного источника напора. «Обобщенным» будет называться потребитель, эквивалентно представляющий все виды теплотребления соответствующего распределительного фрагмента.

Описанный подход к декомпозиции СТМ назовем первым уровнем декомпозиции, т.к. он расчленяет системы на технологически разнородные подсистемы: магистральные фрагменты, где сосредоточены источники теплоснабжения с их подпиточными узлами; опорный узел системы, задающий масштаб давления в её узлах; магистральные насосные станции трубопроводной сети и распределительные фрагменты, где сосредоточены реальные потребители и средства поддержания их режима.

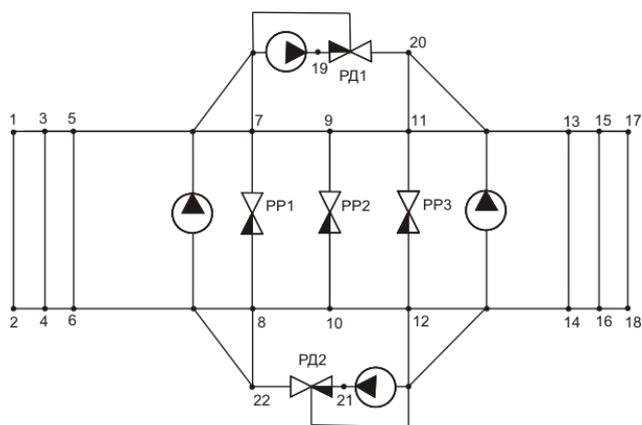
Но стремление повысить эффективность численного моделирования режимов СТМ диктует необходимость использования второго уровня декомпозиции, который можно будет распространить на любой из выделенных фрагментов. При численном моделировании гидравлических режимов СТМ наибольшие вычислительные трудности возникают при решении больших систем нелинейных алгебраических или трансцендентных уравнений состояния.

Эквивалентное упрощение структуры этих систем и уменьшение количества уравнений в системе возможно за счет «существенных» нелинейностей. Узлы присоединения этих нелинейностей также назовем граничными узлами. «Существенными» будем считать такие нелинейные объекты гидравлической цепи, которые значительно усложняют процесс решения нелинейных уравнений состояния как за счет усложнения структуры, так и за счет увеличения количества этих уравнений.

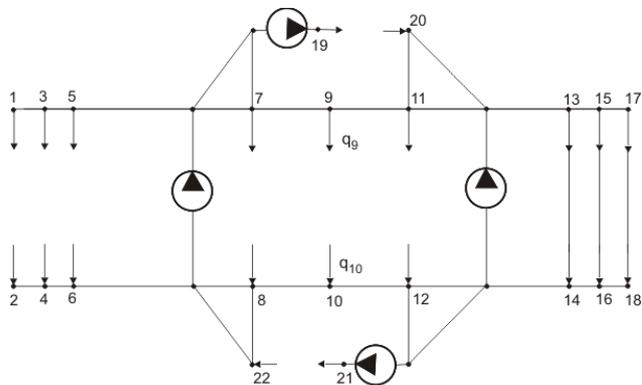
В гидравлических цепях реальных СТМ такими элементами являются дроссельные регулирующие клапаны регуляторов расхода, давления, температуры энергоносителя, а также гидравлические сопротивления потребителей. Регулирующие клапаны являются нелинейными объектами с переменными гидравлическими сопротивлениями, которые порождают в нелинейных уравнениях состояния переменные коэффициенты, существенно усложняющие процесс их решения. Так как потребители размещены по периферии трубопроводной сети, то они, как правило, формируют независимые контуры с большим числом элементов.

Формально процедура декомпозиции второго уровня, названная методом «выделения существенных нелинейностей», сводится к реализации теоретико-графовой операции удаления заданных ветвей направленного графа исходной гидравлической цепи и показана на рисунке 2.

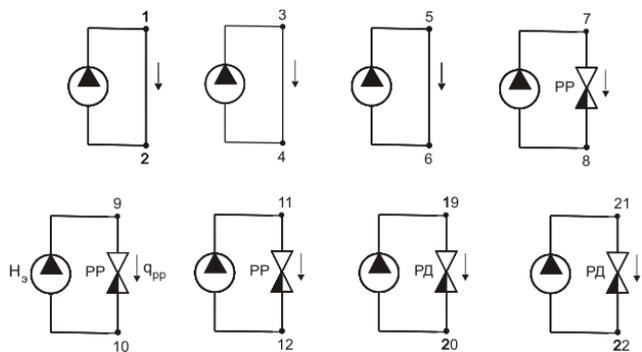
После удаления существенных нелинейностей исходный граф фрагмента гидравлической цепи $G(M, N)$ на множествах M узлов и N участков превращается в суграф $G'(M, N')$, в общем случае состоящий из l компонентов связности, где $l \geq 1$. Каждую i -ю компоненту связности суграфа $G'_i(M_i, N'_i)$ будем называть i -м фрагментом второго уровня декомпозиции. Каждую i -ю выделенную нелинейность будем называть i -м выделенным фрагментом второго уровня декомпозиции.



а) Исходная гидравлическая цепь



б) Гидравлическая цепь базовой подсистемы



в) Гидравлические цепи выделенных подсистем

Рисунок 2 — Декомпозиция гидравлической цепи СТМ методом «выделения существенных нелинейностей»

Условия эквивалентности параметров состояния режима во фрагментах второго уровня декомпозиции единообразны для всех видов выделяемых нелинейностей и приведены к граничным узлам. Например, для граничных узлов 9-10 (рисунок 2) условия эквивалентности будут иметь вид:

$$\begin{aligned} |q_9| &= |q_{10}| = |q_{pp}|; \\ H_э &= P_9 - P_{10}, \end{aligned} \quad (3)$$

где q_9, q_{10}, q_{pp} — соответственно узловые расходы в базовом фрагменте второго уровня декомпозиции и расход через регулирующий клапан выделенного регулятора расхода;

P_9, P_{10} — давления в граничных узлах базового фрагмента;

$H_э$ — эквивалентный источник давления на входе выделенной нелинейности.

Таким образом, гидравлическая связь между фрагментом второго уровня декомпозиции выполняется через эквивалентные узловые расходы в соответствующих граничных узлах базового фрагмента и эквивалентные источники напора в каждом выделенном фрагменте.

При практической реализации второго уровня декомпозиции методом «выделения существенных нелинейностей» можно использовать следующие неформальные соображения:

- С увеличением количества выделенных нелинейностей увеличивается общее количество фрагментов. При этом структура уравнений состояния в соответствующих фрагментах упрощается и снижает их порядок. Однако одновременно усложняется структура вычислительного процесса за счет организации последовательного порядка обработки фрагментов;

- Декомпозиция фрагмента СТМ методом «выделения существенных нелинейностей» остается эффективной до тех пор, пока экономия вычислительной системы от упрощения моделей подсистем превосходит дополнительные затраты на организацию их взаимной обработки в определенном порядке. При этом для исходной цепи фиксированной структуры существует такое количество выделенных нелинейностей, когда декомпозиция второго уровня обеспечивает повышение эффективности вычислительных процессов и их практическую реализацию в среде вычислительной системы;

- Практическая реализация метода «выделения существенных нелинейностей» возможна в среде соответствующей программной системы, которая обеспечивает возможность ведения и сохранения внутриматричной базы данных с описанием исходной гидравлической цепи и всех её выделенных фрагментов, а также возможность автоматизированного выполнения условий эквивалентности фрагментов и совместного решения уравнений состояния фрагментов гидравлической цепи.

Предложенный подход к декомпозиции СТМ одинаково эффективен как для задач анализа, так и для задач синтеза, решаемых численными методами, и

не противоречит сложившейся технологической и организационной декомпозиции СТМ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Крон Г. Исследование сложных систем по частям — диакоптика. М.: Наука, 1972. 542 с.
2. Мешалкин В.П., Кафаров В.В., Каплинский В.Я. Метод анализа больших гидравлических цепей // Энергетика и транспорт. Изд. АН СССР. 1984. № 1. С. 115-122.

УДК 378(075.8)

Б.В. КОШЕКОВА
Е.А. ЯРОВАЯ

Идентификационный компаратор для установления степени эквивалентности сравниваемых сигналов

Операция сравнения является важнейшей измерительной и информационной процедурой, реализуемой на аппаратном уровне с помощью специальных устройств, называемых компараторами. Принцип действия компаратора может быть описан уравнением [1]:

$$U_{out} = U_m \text{Sign}[U_1(t) - U_2(t)], \quad (1)$$

где $U_1(t), U_2(t)$ — входные сравниваемые сигналы;
 U_m — уровень условной логической единицы;
 $\text{Sign}[\dots]$ — символ операции определения знака;
 U_{out} — уровень выходного сигнала компаратора.

В соответствии с данным соотношением следует, что компаратор определяет знак мгновенной разности входных сигналов, поэтому его нельзя непосредственно использовать для сравнения формы сигналов или их характеристик.

Для расширения функциональных возможностей сравнения сигналов по их форме предлагается модернизировать уравнение (1) следующим образом:

$$U_{out} = U_m \text{Sign } Id\{U_1(t)\} - Id\{U_2(t)\}, \quad (2)$$

где $Id\{\dots\}$ — символ операции идентификации соответствующего сигнала $U_1(t)$ или $U_2(t)$, в результате выполнения которой формируется идентификационное число S_1 или S_2 .

Основным свойством идентификационного числа S является его масштабная инвариантность, в соответствии с которой:

$$S = Id\{U(t)\} = Id\{A * U(t + C) + B\}, \quad (3)$$

где A, B, C — некоторые константы, определяющие, соответственно, размах, временное смещение и постоянную составляющую сигнала $U(t)$.

Другими словами, идентификационное число измеряет только форму и нечувствительно к линейным преобразованиям функции $U(t)$. Компаратор, обладающий данным свойством, назовем идентификационным (IdC).

Анализ уравнения (2) с учетом свойства (3) позволяет обобщить принцип эквивалентности сигналов и сформулировать его следующим образом: любые сравниваемые сигналы эквивалентны в идентификационном смысле, если они имеют равные идентификационные числа (4).

"Если $S_1 = Id\{U_1(t)\}$ и $S_2 = Id\{U_2(t)\}$,
то при условии $S_1 = S_2$ следует $U_1(t) \equiv U_2(t)$ " (4)

Символ « \equiv » обозначает *идентификационную эквивалентность* в отличие от знака равенства « $=$ », обозначающего математическую эквивалентность.

В результате исследований идентификационный компаратор (ИК) (рисунок 1) выполнен в среде LabVIEW-7.1 и состоит из двух идентификационных тестеров, например, S-типа и устройства сравнения. Идентификационные тестеры выбраны из библиотеки виртуальных инструментов анализа и синтеза формы сигналов [2]. Принцип работы S-тестеров, предназначенных для измерения формы, описан в [3].

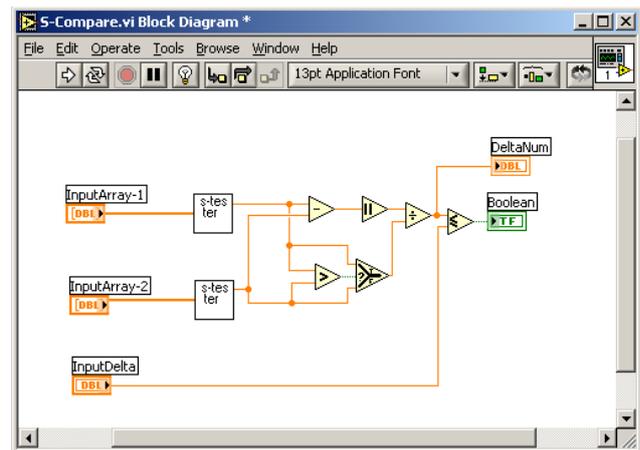


Рисунок 1 — Структура программного кода идентификационного компаратора

Устройство сравнения состоит из вычитателя, измерителя модуля, делителя, блока сравнения типа «больше», блока сравнения типа «меньше или равно» и переключателя.

На входы $InputArray-1$ и $InputArray-2$ подаются сравниваемые сигналы в виде массивов выборочных реализаций. На выходах идентификационных тестеров формируются соответствующие идентификационные числа S_1 и S_2 , которые сравниваются устройством сравнения. Сравнение производится путем вычисления относительной разности идентификационных чисел вида:

$$\delta = \frac{|S_1 - S_2|}{\max(S_1, S_2)}, \quad (5)$$

которая подается на выход $DeltaNum$ для дальнейшего непосредственного измерения, либо сопоставляется с некоторым контрольным значением δ_0 , задаваемым со входа $InputDelta$. Если $\delta \leq \delta_0$, то на выходе $Boolean$

формируется логический сигнал типа TRUE, в противном случае — логический сигнал типа FALSE. Таким образом, в ИК предоставляется возможность регулировать допустимую погрешность сравнения компаратора.

Особенности практического применения идентификационного компаратора иллюстрируются на модели виртуального прибора *M-proba.vi* (рисунок 2).

Данный прибор содержит два функциональных генератора *FGen_3.vi* и исследуемый компаратор *S-Compare.vi*, которые установлены в цикле с заданным числом повторений. Это необходимо для того, чтобы промоделировать непрерывный режим работы ИК. С помощью генераторов с панели управления (левая часть рисунка 2) на входах ИК можно задавать:

- периодические сигналы прямоугольной (Squ), синусоидальной (Sin), треугольной (Tri) и пилообразной (Saw) формы с различным числом периодов;

- случайные сигналы с различными законами распределения: двумодальным (2mod), арксинусным (asin), равномерным (even), треугольным (simp), нормальным (gaus), двусторонним экспоненциальным (lapl), Коши (kosh), Пуассона (poisson), гамма-2 (gamma-2), биномиальным (binom), Бернулли (bernulli).

В качестве выходной информативной величины ИК выступает среднее за время действия входного сигнала значение погрешности сравнения (OutNum-1). В таблице 1 представлены результаты измерения погрешности сравнения в случае, когда на один вход ИК подается прямоугольный периодический сигнал или случайный сигнал с двумодальным распределением, а на другой вход — различные случайные сигналы. Объем выборки $N = 10000$ — количество отсчетов, полученных при дискретизации сигнала; количество реализаций $L = 100$ — число сгенерированных выборок объема N .

В таблице 2 представлены результаты сравнения периодических сигналов.

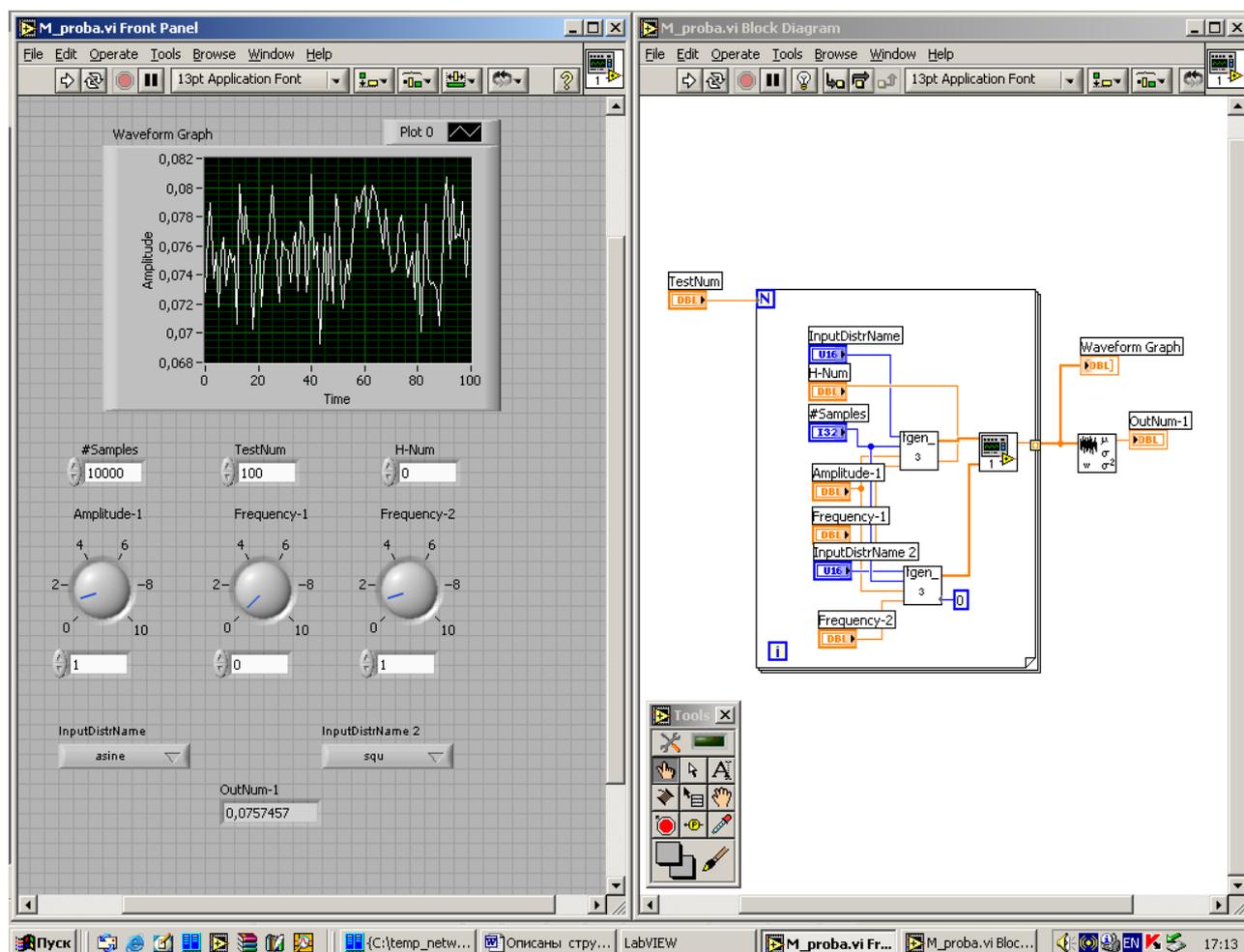


Рисунок 2 — Виртуальный прибор для исследования идентификационного компаратора

Таблица 1 — Результаты измерения погрешности сравнения прямоугольного периодического или случайного (с двумодальным распределением) с различными случайными сигналами

№ п/п	Вид первого входного сигнала ($N = 10000$ — объем выборки, $L = 100$ — количество реализаций)	Погрешность сравнения, %	
		для сигнала типа Squ	для сигнала типа 2mod
1	2mod	0	0

2	Asin	7,6	7,6
3	Even	25	25
4	Simp	50	50
5	Gaus	70	70
6	Lapl	85	85
7	Kosh	100	100
8	Poisson	70	70
9	Gamma-2	76	76
10	Binom	0	0
11	bernulli	0	0

Полученные данные подтверждают предварительное предположение о том, что идентификационный компаратор позволяет сравнивать сигналы по форме распределения их мгновенных значений. При этом погрешность сравнения так упорядочивает форму распределения в диапазоне от 0 до 100 %, что самыми «младшими» оказываются 2mod, binom, bernulli распределения, а самым «старшим» — распределение Коши.

Таким образом, можно говорить о том, что понятие идентификационной эквивалентности

является более общим по отношению к понятию математической эквивалентности, поскольку позволяет реализовать измерение сигналов в целом, а не их мгновенных значений.

Предлагаемый идентификационный компаратор для установления эквивалентности двух сравниваемых сигналов может применяться в интеллектуальных системах измерения, управления, контроля и диагностики, работающих в режимах интерактивного и автоматического распознавания и идентификации сложных сигналов.

Таблица 2 — Результаты измерения погрешности сравнения периодических сигналов

№ п/п	Вид первого входного сигнала (кол-во периодов от 1 до 4999 в объеме выборки $N = 10000$)	Погрешность сравнения, % для сигнала типа Squ
1	Squ	0
2	Sin, Cos	7,6
3	Tri, Saw	25

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Лачин В.И., Савелов Н.С. Электроника: учеб. пособие. Ростов н/Д: Феникс, 2001. 448 с.
2. Кликушин Ю.Н. Технологии идентификационных шкал в задаче распознавания сигналов: монография. Омск: Изд-во ОмГТУ, 2006. 96 с.
3. Кликушин Ю.Н., Кошеков К.Т. Методы и средства идентификационных измерений сигналов: монография. Петропавловск: Изд-во СКГУ им. М. Козыбаева, 2007. 186 с.

УДК 004.415.53

Л.Г. ЗАРТЕНОВА
В.Б. ОРЕШКИНА

Анализ работоспособности как часть процесса разработки программного обеспечения

Для создания программного продукта, удовлетворяющего всем требованиям качества, нужно представить его себе именно в конечном виде, описать в соответствующих документах, установить требования к функциям и те критерии, по которым в дальнейшем будет оцениваться его качество. Спроектировав и создав макет, перейти к программированию и к эксплуатации готового продукта.

Если программный продукт обладает малым количеством функций и пишется одним-двумя программистами, то так поступить можно, но если программный продукт предназначен для выполнения большого количества функций и разрабатывается большой группой (больше 5 человек), то велика вероятность ошибок. В этом случае необходима такая часть цикла разработки программного обеспечения (ПО), как *тестирование*.

Тестирование готового продукта предполагает проверку на соответствие тем требованиям, которые были предъявлены к нему на этапе проектирования. Если продукт прошел проверку, то его можно передавать в эксплуатацию, если нет — продукт возвращается на доработку в отдел программирования. На практике процесс проверки-доработки повторяется не один раз.

Зачем выделять процесс тестирования в отдельную ступень разработки ПО? Программист, написав код, проверяет его. В процессе программирования существуют свои методы тестирования написанного кода, например, Unit-тестирование. Но программист смотрит на разрабатываемую программу «изнутри», тестировщик — «снаружи», поэтому не знает, как на уровне кода организована работа каждой функции. Тестировщик должен понимать бизнес-логику работы тестируемой программы, он с позиции конечного пользователя

оценивает функциональность программы, корректность ее визуального восприятия и удобство работы с ней, ее быстрое действие. Он обязан проверить программу в максимально возможном количестве ситуаций, которые могут возникнуть при работе с ней. Например, насколько корректно отреагирует программа, если ввести неверные данные или неожиданно отключить электроэнергию.

В процессе разработки ПО тестированию подвергается не только готовый продукт, но и постановочный документ, в котором описываются требования к программному продукту. Постановочный документ тестируется параллельно и программистом, и тестировщиком, допущенные в нем ошибки исправляются, разрешаются возникающие вопросы и разногласия, и только после этого начинается процесс программирования.

Согласно данным статистики, если исправление ошибки, найденной на этапе постановки, обходится фирме-разработчику в 5 тнг., исправление ошибки, найденной на этапе программирования-тестирования — в 10 тнг., то исправление ошибки, найденной на этапе эксплуатации — уже в 500 тнг. Качественное тестирование постановочных документов и готового продукта важно осуществить еще до их ввода в эксплуатацию.

Процесс тестирования становится профессиональным.

Специалистов тестирования сегодня обучают лишь в некоторых развитых странах Запада, в нашей стране каждая софтверная компания занимается обучением персонала самостоятельно в ходе рабочего процесса. Перед тем, как быть принятым на работу, сотрудник отдела тестирования проходит двух-трех месячный испытательный срок, в течение которого его обучают основам процесса тестирования. Если по окончании испытательного срока сотрудник покажет положительные результаты и проявит необходимые качества, то будет взят на работу.

Какими же качествами должен обладать хороший тестировщик? Во-первых, это должен быть специалист информационных технологий с высшим образованием. Также хорошему тестировщику не обойтись без таких качеств, как наблюдательность, усидчивость, коммуникабельность, умение работать в команде, умение ясно и грамотно излагать свои мысли (чем точнее и короче описана найденная ошибка, тем меньше времени потратит программист на ее исправление).

Тестирование проводится по заранее написанному тестировщиком сценарию, позволяющему четко отследить, какая функция, каким способом и с каким результатом была протестирована. Такой подход исключает вероятность того, что какая-либо функция останется не проверенной.

Всякое тестирование вновь созданного программного продукта начинается с того, что тестировщик знакомится с постановочной документацией, внимательно изучает все требования, предъявляемые к программе и, на основании требований и бизнес-логики тестируемой программы, составляет сценарий, по которому он будет осуществлять проверку.

На начальном этапе проверки программный продукт, как правило, тестируется методом *минимального приемочного теста* (этот метод еще называют «дымовым» или *поверхностным тестированием*). Такой метод предполагает тестирование только самых основных функций, без работоспособности которых дальнейшее тестирование не имеет смысла. Допустим, покупая в магазине калькулятор, вы обнаружили, что у него не работают кнопки сложения и вычитания. В этом случае вы едва ли сочтете нужным проверять, работает ли функция извлечения квадратного корня, а просто вернете калькулятор продавцу и попросите другой. Так же поступает и тестировщик: обнаружив неработоспособность основных функций, он не переходит к дальнейшему тестированию, а осуществляет возврат программы в отдел разработки для исправления ошибок.

Если же результаты «дымового» тестирования оказались положительными, тестировщик переходит к более детальному тестированию, называемому *функциональным тестированием*. В процессе такого тестирования проверке подвергаются уже все функции программы (возвращаясь к примеру с калькулятором, если у выбранного вами калькулятора корректно работают четыре основные операции, то вы перейдете к проверке работы функций памяти, возведения в степень, извлечения корня и т.п.).

Функциональное тестирование проводится с нескольких точек зрения или, можно сказать, делится на несколько типов. Например, если рассмотреть методы проверки при минимальном приемочном тестировании, то тестирование в нем проводится только вводом в программу заранее верных данных и совершением верных действий (т.е. пытаясь проверить работоспособность, например, нового электрочайника, вы сначала наливаете в него воду, а потом включаете в сеть, а не наоборот). Если же рассматривать функциональное тестирование, то проверку вполне логично проводить, вводя в программу не только заведомо верные, но также заведомо неверные данные и смотреть, как отреагирует на них программа. Это могут быть отрицательные значения (для числовых полей), ввод в числовые поля буквенных и прочих символов, ввод символов, количество которых превышает допустимую длину, граничные значения (стоящие на начальной и конечной границах допустимого для ввода диапазона).

После такого тестирования программный продукт возвращается на доработку, а после доработки вновь подвергается тестированию.

Цикл «тестирование-доработка-тестирование» на практике повторяется много раз. Целью доработки, если только это не конечная версия продукта, является не только исправление найденных ошибок, но и добавление нового функционала. Причиной такого «поэтапного» написания программ является большой объем функций, которыми программа должна обладать. Раз за разом проводимое тестирование называется *регрессионным* (лат. regressio — обратное движение). Регрессионное тестирование ставит целью проверить, исправлены ли старые ошибки и не

сделаны ли новые. Если рассматривать процентное соотношение разных видов тестирования в течение всего цикла реализации программного продукта, то регрессионное составляет около 65-70 %.

Наряду с функциональным тестированием, программный продукт также подвергается *стрессовому* и *нагрузочному* тестированию. Эти два метода тестирования проводятся уже на этапе проверки конечной версии.

Стрессовое тестирование предполагает проверку работоспособности программного продукта в нетипичных обстоятельствах. Например, как поведет себя программа при неожиданном отключении электроэнергии, при разрыве связи в сети, при превышающем критическую норму количестве пользователей или заявок в очереди и т.п.

Нагрузочное тестирование призвано проверить программу «на прочность», т.е. при критических, находящихся на границе возможностей нагрузках.

Например, предполагается, что программа должна корректно обслуживать одновременно 1000 пользователей. Эмуляция работы 998, 999 и 1000 пользователей будет являться нагрузочным тестированием, а эмуляция 1001, 1002 и т.д. пользователей будет уже стрессовым тестированием.

Все вышеописанные методы относятся к так называемому «ручному» тестированию. На сегодняшний день вершиной развития технологий проверки программных продуктов является *автоматизация* процесса тестирования.

Тестирование само по себе является слабоалгоритмизируемым процессом, но развитие современных технологий все же позволяет

автоматизировать некоторые его части. Применяя соответствующие программные инструменты, можно автоматизировать процесс регрессионного, стрессового и нагрузочного тестирования.

Автоматизация состоит из двух этапов: написания скрипта — набора команд, описывающих действия, которые необходимо выполнить компьютеру над тестируемой программой и запуска этого скрипта на выполнение. Процесс написания скрипта есть программирование, поэтому требует от тестировщика более высокой квалификации (он должен быть знаком с азами программирования), значительных трудовых и временных затрат. Окупаемость этих затрат очень высока — при автоматизации действия с тестируемой программой выполняет компьютер, значит, процесс идет в несколько раз быстрее — те функции, на тестирование которых вручную уходило несколько часов, при автоматизации — не более получаса. Кроме того, автоматизированная проверка позволяет избежать ошибок, обуславливаемых человеческим фактором.

На сегодняшний день автоматизация в софтверных компаниях нашей страны находится на ранней степени развития, но можно утверждать, что дальнейшее развитие автоматизации позволит улучшить как качество процесса тестирования, так и качество разрабатываемых программных продуктов.

Выводы:

1. Процесс тестирования является неотъемлемой частью разработки ПО.
2. Выявление ошибок экономически выгодно на этапе тестирования.
3. Автоматизация снижает затраты и повышает качество тестирования ПО.

УДК 006.05(574)

А.К. КУСАИНОВ

Международная практика и внедрение системы технического регулирования в Республике Казахстан

Реорганизация действующей системы технического регулирования мотивирована предстоящим вступлением Казахстана в ВТО и в значительной степени изменениями законодательства стран СНГ и Восточной Европы — основных торговых партнеров.

В связи с этим при создании новой системы технического регулирования максимально учитывались требования Соглашения ВТО по техническим барьерам в торговле.

Международная система технического регулирования четко разделяет требования к продукции на две части: первая — это безопасность, за что отвечает государство, вторая — потребительское качество продукции, не влияющее на безопасность, требования к которым диктует рынок.

Обязательные требования устанавливаются в так называемых «технических регламентах», принимаемых на уровне нормативных правовых актов: законов, директив, предписаний.

Требования стандартов и других документов, содержащих технические нормы, носят

рекомендательный характер. Примером развитого технического законодательства может служить законодательство Европейского Союза.

Действовавшая в республике система технического регулирования безопасности и качества продукции и услуг не обеспечила единую систему взаимоувязанных мер:

- национальное законодательство в области стандартизации регулировало общественные отношения и не содержало технических норм и требований к конкретным объектам;

- обязательные технические нормы были установлены в стандартах и других документах: СанПиН, СНиП, экологических, пожарных, ветеринарных, энергетических, транспортных правилах, что создает сложности производителям и расширяет возможности государственного контроля;

- существовавшая нормативная база содержала не только показатели безопасности для жизни и здоровья граждан, охраны окружающей среды, но и обязательные требования по качеству, что также

противоречило международной практике, где качество обеспечивает производитель, а оценивает только потребитель;

- отсутствие должной координации и согласованности уполномоченных органов, принимающих обязательные документы, приводило к дублированию в техническом регулировании.

Реформирование национальной системы технического регулирования осуществлялось синхронно с учетом межгосударственных тенденций.

Переход на новую систему технического регулирования должен быть завершен до 2010 г. Такой срок определили государства СНГ на основе проведенного анализа действующей нормативной базы в рамках Межгосударственного Совета по стандартизации, метрологии и сертификации.

В рамках МГС разработано и принято на Совете глав правительств «Соглашение об основах гармонизации технических регламентов государств-участников СНГ».

Соглашение способствует проведению согласованной технической политики в области технического регулирования государствами-участниками СНГ.

Для практической реализации основных положений Соглашения была реализована «Межгосударственная программа разработки первоочередных межгосударственных моделей технических регламентов на 2004-2007 гг.»

Основой при разработке межгосударственных моделей технических регламентов являются европейские директивы, международные стандарты. Казахстан выступил инициатором и ответственным исполнителем отдельных межгосударственных технических регламентов.

Проводилась своеобразная «обкатка» и сверка верности выбранной модели ТР и на многочисленных двусторонних переговорах, проводимых со странами дальнего и ближнего зарубежья.

К примеру, на очередном 53-м заседании Генеральной Ассамблеи ИСО в Буэнос-Айресе были проведены встречи с представителями 22 стран мира, также была использована трибуна Генеральной Ассамблеи, в которой участвовало более 130 стран мира, и нами были вынесены основные два проблемных вопроса, для решения которых необходимо содействие руководства ИСО.

Первый. В связи с переходом на систему технического регулирования проведение семинаров по данной проблематике в странах СНГ.

Второй. При подготовке экспертов по международным стандартам серии 14000 и экспертов по международным стандартам приводить анализ рисков контроля критических точек.

По приглашению Казахстанской стороной Генеральный Секретарь ИСО посетил нашу страну с официальным визитом, имел встречу с Премьер-Министром, на которой обсуждался вопрос о проведении в перспективе Генеральной Ассамблеи ИСО в Казахстане. Он высоко оценил работу, проводимую в республике по внедрению системы ТН, отвечающей международным требованиям.

На сегодняшний день принято 19 технических регламентов и 21 находится на стадии разработки (перечень прилагается). В 2008 г. к принятию готовится 36. На сегодняшний день 1 300 предприятий внедрили Систему Менеджмента Качества серии ИСО 9001.

Вышеизложенное выполнено за пять лет.

ВЫВОДЫ

1. Разработана **Методология** технического регулирования в Республике Казахстан, устанавливающая четырехуровневую иерархию документов технического законодательства.

2. В рамках этой методологии впервые предложен и введен в Республике Казахстан новый вид документов — **технические регламенты**, в которых четко прописываются только вопросы безопасности продукции и/или процессов ее жизненного цикла, отличающихся от других нормативных правовых актов Республики Казахстан как содержанием, так и структурой построения.

3. Для разработки технического регламента предложены **новые подходы и методы**:

1) подходы к идентификации проблемы, определения объекта технического регулирования;

2) метод оценки опасности производственного объекта;

3) методы по включению:

- конкретных технических требований в технические регламенты;

- существенных требований в технические регламенты;

4) подходы по включению в технические регламенты центрального принципа — презумпции соответствия, для чего предложен и введен в Республике Казахстан **гармонизированный стандарт**, новый вид стандарта, обеспечивающий выполнение требований технического регламента;

5) подходы по включению в технические регламенты требований по подтверждению соответствия и его гармонизации с модульным подходом;

6) методы гармонизации национальных и корпоративных стандартов с международными стандартами, используемые при практическом внедрении Модели технического регулирования, в том числе при составлении проекта программы разработки первоочередных технических регламентов.

4. Впервые разработана научная основа технического регулирования в виде **Концепции** технического регулирования, определяющей основные понятия, цели, принципы технического регулирования и устанавливающей требования: к техническим регламентам, стандартизации, подтверждению соответствия, аккредитации органов по подтверждению соответствия и лабораторий, а также государственный контроль за соблюдением технических регламентов и ответственности государственных органов и хозяйствующих субъектов за несоблюдение законодательства в области технического регулирования.

Концепция легла в основу законопроекта Республики Казахстан «О техническом регулировании» и явилась центральным элементом

Модели технического регулирования в Республике | Казахстан.

Таблица 1 — Информация о принятых технических регламентах

№ п/п	Наименование технического регламента	Дата, № ППРК о принятии технических регламентов
1	2	3
1	Требования к выбросам вредных (загрязняющих) веществ автомобильной техникой, выпускаемой в обращение на территории Республики Казахстан	Постановление Правительства Республики Казахстан от 29 декабря 2007 г. № 1372
2	Требования к безопасности при проектировании автомобильных дорог	Постановление Правительства Республики Казахстан от 31 марта 2008 г. № 307
3	Требования к безопасности при эксплуатации автомобильных дорог	Постановление Правительства Республики Казахстан от 27 марта 2008 г. № 294
4	Требования к безопасности зданий и сооружений и прилегающих территорий	Постановление Правительства Республики Казахстан от 6 марта 2008 г. № 227
5	Безопасность строительных материалов, изделий и конструкций	Постановление Правительства Республики Казахстан от 4 февраля 2008 г. № 96
6	Требования к безопасности синтетических моющих средств и товаров бытовой химии	Постановление Правительства Республики Казахстан от 4 марта 2008 г. № 217
7	Требования к безопасности лакокрасочных материалов и растворителей	Постановление Правительства Республики Казахстан от 29 декабря 2007 г. № 1398
1	2	3
8	Требования к безопасности парфюмерно-косметической продукции	Постановление Правительства Республики Казахстан от 19 февраля 2008 г. № 159
9	Требования к упаковке, маркировке, этилированию и правильному их нанесению	Постановление Правительства Республики Казахстан от 21 марта 2008 г. № 277
10	Требования к безопасности зерна	Постановление Правительства Республики Казахстан от 8 апреля 2008 г. № 337
11	Процедуры подтверждения соответствия	Постановление Правительства Республики Казахстан от 04 февраля 2008 г. № 90
12	Требования к безопасности мяса и мясной продукции	Постановление Правительства Республики Казахстан от 8 апреля 2008 г. № 336
13	Требования к безопасности молока и молочной продукции	Постановление Правительства Республики Казахстан от 11 марта 2008 г. № 230
14	Требования к безопасности кормов и кормовых добавок	Постановление Правительства Республики Казахстан от 18 марта 2008 г. № 263
15	Требования к безопасности соков и соковой продукции	Постановление Правительства Республики Казахстан от 27 февраля 2008 года № 199
16	Требования к эмиссиям в окружающую среду при сжигании различных видов топлива в котлах тепловых электрических станций	Постановление Правительства Республики Казахстан от 14 декабря 2007 г. № 1232
17	Требования к безопасности продукции и изделий, предназначенных для детей	Постановление Правительства Республики Казахстан от 27 февраля 2008 года № 201
18	Требования к безопасности лекарственных средств и биологических препаратов, используемых в ветеринарии	Постановление Правительства Республики Казахстан от 23 апреля 2008 г. № 380
19	О требованиях к безопасности продуктов мукомольно-крупяной промышленности, крахмалов и крахмала продуктов	Постановление Правительства Республики Казахстан от 26 апреля 2008 г. № 392

Таблица 2 — Информация о разрабатываемых технических регламентах

№ п/п	Наименование технического регламента	Разработчики
1	Требования к безопасности автотранспортных средств	МВД (свод), МИТ, МТК
2	Требования к сигнальным цветам, разметкам и знакам безопасности на производственных объектах	МЧС
3	Требования к безопасности водогрейных и паровых котлов	МЧС (свод), МИТ
4	Требования к безопасности трубопроводов горючих, токсичных, сжиженных газов	МЧС (свод), МЭМР
5	Требования безопасности к подъемным шахтным установкам	МЧС (свод), МЭМР, МИТ
6	Требования к безопасности процессов производства взрывчатых материалов	МЧС (свод), МЭМР, МИТ
7	Требования по оборудованию зданий, помещений и сооружений системами автоматического пожаротушения и автоматической пожарной сигнализацией, оповещения и управления эвакуацией людей при пожаре	МЧС
8	Требования к безопасности процессов разработки рудных, нерудных, угольных и россыпных месторождений подземным способом	МЧС (свод), МЭМР, МООС
9	Требования к безопасности процессов разработки рудных, нерудных, угольных и россыпных месторождений открытым способом	МЧС (свод), МЭМР, МООС
10	Требования к безопасности подъемно-транспортных средств	МЧС (свод), МИТ МТК
11	Требования к безопасности оборудования, работающего под давлением	МЧС (свод), МИТ
12	Требования к безопасности лифтов	МЧС (свод), МИТ

13	Требования к безопасности пестицидов (ядохимикатов)	МСХ (свод), МЗ, МООС, МИТ
14	Требования к безопасности питьевой воды для населения	МЗ (свод), МСХ
15	Требования к безопасности плодов, овощей, корнеплодов и продуктов их переработки	МСХ
16	Требования к безопасности нефтебаз и автозаправочных станций	МЭМР (свод), МЧС
17	Требования к безопасности продуктов детского питания, диетического и лечебно-профилактического питания	МЗ
18	Требования к безопасности питьевой воды, расфасованной в емкости	МЗ
19	Требования к безопасности хлеба и хлебобулочных, кондитерских изделий	МЗ (свод), МСХ
20	Требования к безопасности пищевых добавок, их производства и оборота	МЗ
21	Требования к безопасности пиротехнических составов и содержащих их изделий	МИТ (свод), МЧС МВД

РЕЗЮМЕ

УДК 531.1. А.К. КОЖАХМЕТОВА, О.Ю. ПРАВДИН. **Изложение теории удара в курсе теоретической механики в рамках кредитной системы обучения.**

Изложены вопросы совершенствования преподавания теоретической механики в рамках кредитной системы обучения. Предложен прием рассуждения явления удара при изложении общих теорем динамики.

УДК 681.324. В.В. ЛЕОНОВ. **Проблемы автоматизации процедуры составления расписания.**

Рассмотрена оптимизационная модель теории расписаний на примере разработки автоматизированного комплекса по составлению расписания вуза.

УДК 622:338.45. А.А. МИТУСОВ, О.С. РЕШЕТНИКОВА. **Компьютерная программа определения выходных характеристик ударного гидроцилиндра.**

Компьютерная программа определения выходных характеристик ударного гидроцилиндра разработана в среде Mathcad, в основе которой заложено дифференциальное уравнение второго порядка, описывающее движение ведомого звена ударного гидродвигателя. Подробно описана структура программы и методика ее использования. Приведен машинный эксперимент по исследованию характеристик гидромолота ГМБ2Р и устанавлены сходимость с результатами эксперимента на физических моделях.

УДК 62.9191. В.А. ЯЩЕНКО, Ю.В. ЯЩЕНКО, В.З. ЯЩЕНКО. **Обработка длинных горячекатаных труб гидравлической протяжкой.**

Представлена конструктивная схема установки для обработки внутреннего диаметра горячекатаной трубы большой длины методом протягивания, представлено сведения для определения параметров гидравлического привода протяжки. Приведены схема и описание установки для конвейеризации технологического процесса обработки трубы.

УДК 541.13:546.1. М.М. ДОСПАЕВ. **Электролитическое получение порошка меди восстановлением оксида меди.**

Изучено катодное восстановление CuO в сернокислых растворах на электродах из титана, меди и нержавеющей стали в потенциодинамических условиях. Установлено, что процесс протекает по твердофазному электронному механизму до металлической меди. В гальваностатических условиях проведен электролиз по получению порошка меди из оксида меди (II). По результатам исследований разработан способ получения порошка меди.

УДК 541.138:532. И.В. ФИГУРИНЕНЕ. **Электролиз сульфида двухвалентной меди в сернокислых растворах.**

Методом снятия потенциодинамических поляризационных кривых исследовано электрохимическое поведение CuO и катодное поведение полученного в гальваностатических условиях CuS . Изучено влияние материала электрода, концентрации серной кислоты и скорости развертки потенциала на процесс восстановления CuO и CuS . Установлено, что катодное восстановление CuO в сернокислых

решетниковой. **Кредиттік оқыту жүйесінің шеңберінде теориялық механика курсындағы соққы теориясын баяндау.**

Кредиттік оқыту жүйесі шеңберінде теориялық механиканы оқытуды жетілдіру мәселелері баяндалған. Динамиканың жалпы теоремаларын баяндау кезінде соққы құбылысын қарастыру тәсілі ұсынылған.

ӨЖ 681.324. В.В. ЛЕОНОВ. **Кесте құру процедурасын автоматтандыру проблемалары.**

ЖОӨ кестесін құру бойынша автоматтандырылған кешенді әзірлеу мысалында кестелер теориясының оңтайландырылған моделі қарастырылған.

ӨЖ 622:338.45. А.А. МИТУСОВ, О.С. РЕШЕТНИКОВА. **Соққылық гидроцилиндрдің шығыстық сипаттамаларын анықтаудың компьютерлік программасы.**

Соққылық гидроцилиндрдің шығыстық сипаттамаларын анықтаудың компьютерлік программасы негізіне соққылық гидрокөзгалтқыштың жетекші буынының қозғалысын сипаттайтын, екінші реттік дифференциалдық теңдеу салынған, Mathcad ортасында әзірленген. Программаның құрылымы және оны пайдалану әдісі емесі толық сипатталған. ГМБ2Р гидробалғасының сипаттамаларын зерттеу бойынша машиналық эксперимент келтірілген және физикалық модельдердегі эксперименттің нәтижелерімен ұқсастықтары анықталған.

ӨЖ 62.9191. В.А. ЯЩЕНКО, Ю.В. ЯЩЕНКО, В.З. ЯЩЕНКО. **Ыстықтай илемделген ұзын құбырларды гидравликалық тарта жонғышпен өңдеу.**

Үлкен ұзындықты ыстықтай илемделген құбырдың ішкі диаметрін тарта жону әдісімен өңдеу үшін қондырғының конструкциялық сұлбасы ұсынылған, тарта жонғыштың гидравликалық жетегінің параметрлерін анықтау үшін мәліметтер ұсынылған. Құбырды өңдеудің технологиялық процесін конвейерлендіру үшін қондырғының сұлбасы және сипаттамасы келтірілген.

ӨЖ 541.13:546.1. М.М. ДОСПАЕВ. **Мыс оксидін тотықсыздандыру арқылы мыс ұнтағын электролиттік алу.**

Потенциодинамикалық жағдайларда титаннан, мыстан және тоттанбайтын болаттан алынған электродтарда күкіртті қышқыл ерітінділеріндегі CuO катодтық тотықсыздануы зертделген. Процессі метал мысқа дейін қатты фазалы электрондық механизм бойынша өтетіні анықталған. Гальваностатикалық жағдайларда мыс оксидінен (II) мыс ұнтағын алу бойынша электролиз жүргізілген. Зерттеулер нәтижелері бойынша мыс ұнтағын алу тәсілі әзірленген.

ӨЖ 541.138:532. И.В. ФИГУРИНЕНЕ. **Күкіртті қышқыл ерітінділердегі екі валентті мыс сульфидінің электролизі.**

Потенциодинамикалық поляризациялық қисықтарды түсіру әдісімен CuO электродының тәртібі және гальваностатикалық жағдайларда алынған CuS катодтық тәртібі зерттелген. Электрод материалының, күкірт қышқылы концентрациясының және потенциалдың жайылу жылдамдығының CuO және CuS тотықсыздану процесіне әсері зертделген. Күкіртті қышқыл ерітінділерде CuO катодтық тотықсыздануының электрондық механизм бойынша элементтік мысқа дейін өтетіні анықталған. Жүргізілген

UDC 531.1. A.K. KOZHAKHMETOVA, O.Yu. PRAVDIN. **Impact Theory in the Course of Theoretical Mechanics in the Frames of Credit Teaching System.**

There are presented the questions of improving theoretical mechanics teaching in the frames of credit teaching system. There is suggested a method of considering an impact in presenting common theorems of dynamics.

UDC 681.324. V.V. LEONOV. **Problems of Automation of Time-Table Making up Procedure.**

There is considered an optimization model of time-tables theory on the example of working out an automated complex for higher school time-tables making up.

UDC 622:338.45. A.A. MITUSOV, O.S. RESHETNIKOVA. **Computer Program for Determining Output Characteristics of Impact Hydraulic Cylinder.**

The program is worked out in the medium Mathcad, in which base there is put a differential equation of the second order, describing the impact hydraulic cylinder driven member motion. There are described in details the program structure and its use methods. There is shown a machine experiment for studying the characteristics of GMB2R hydraulic hammer and there is established coincidence with the results of the experiment on physical models.

UDC 62.9191. V.A. YASHCHENKO, Yu.V. YASHCHENKO, V.Z. YASHCHENKO. **Machining Long Hot-Rolled Pipes with Hydraulic Broaching.**

There is presented a structural scheme of a set for machining inner diameters of large length hot-rolled pipe by the method of broaching, presented data for determining the parameter of the broaching hydraulic drive. There are given the scheme and the description of a set for conveyerization of the pipe machining technological process.

UDC 541.13:546.1. M.M. DOSPAYEV. **Electrolytic Obtaining Copper Powder by Means of Copper Oxide Reduction.**

There is studied the cathode reduction of CuO in sulfate solutions on the electrodes made of titanium, copper and stainless steel in potentiodynamic conditions. The process goes on by the solid-phase electronic mechanism up to metallic copper. In the galvanostatic conditions there was carried out an electrolysis for obtaining copper powder from copper oxide (II). As a result of the studies there was worked out a method of obtaining copper powder.

UDC 541.138:532. I.V. FIGURINENE. **Electrosynthesis of Bivalent Copper Sulfide in Sulfate Solutions.**

By the method of taking potentiodynamic polarization curves there is studied electrochemical behavior of CuO and the cathode behavior of CuS obtained in galvanostatic conditions. There is studied the effect of the electrode material, sulfuric acid concentration and the potential scanning speed on the process of CuO and CuS reduction. There is established that the cathode reduction of CuO in sulfate solutions goes on by the electronic mechanism up to element copper. As a result of

растворах протекает по электронному механизму до элементной меди. По результатам проведенных потенциодинамических исследований синтезирован сульфид меди (II) в гальваностатических условиях.

УДК 669.867(575.2)(04). В.П. МАКАРОВ, К.Р. КУРБАНОВ.

Азотирование тонкодисперсных порошков и методика определения удельной поверхности кремния.

Разработана технология получения чистых и особо чистых керамических материалов.

УДК 621.923. А.Н. ТЮРИН. **Напряжения в мостиках связи абразивного инструмента.**

Ставится задача определения энергии удержания связкой отдельных абразивных зерен, выступающих над связкой абразивного инструмента, и предлагается методика расчета прочности удержания зерна связкой. Проведенные расчеты показали, что значения напряжений в мостиках связи существенно зависят от числа мостиков связи, расположенных на контактной площадке контакта. Предлагаемая методика расчета напряжений наиболее полно учитывает параметры технологического процесса абразивной обработки.

УДК 621.9:658.512. Т.М. МЕНДЕБАЕВ, Т.Ю. НИКОНОВА. **Взаимосвязь качественных характеристик поверхностного слоя отверстий с условиями их дорнования.**

Проводится классификация величин и факторов на группы, тем или иным образом влияющих на качественные характеристики поверхностного слоя отверстий после процесса дорнования.

УДК 621.658. К.Т. ШЕРОВ. **Выбор оптимальной схемы расположения предельных отклонений размеров функционально связанных плоскостей прилегания.**

Рассмотрены и даны некоторые рекомендации по выбору оптимальных схем расположения предельных отклонений размеров, которые обеспечивают точность плоскостей прилегания. Приведены формулы для определения значений припусков прилегаемых поверхностей и объема снимаемого металла.

УДК 665.52.061.5. С.Е. ДЮСЕМБАЕВА, Т.П. АШИХМИНА, С.Ш. АБДЫГАЛИМОВА, А.С. СУЛЕЙМЕНОВА, Л.Ф. ДЮСЕМБАЕВА.

Перспектива внедрения ионообменных процессов. Анионообменная экстракция. Сообщение II.

Изучена экстракция кислородсодержащих анионов (арсенат-, сульфат-, перренат-ионов) триалкиламином. Определены параметры, влияющие на избирательность экстракции.

УДК 621.9.02. Ю.Н. КЛИКУШИН, В.В. СОРОКИН. **Методика и алгоритм автоматической классификации сигналов диагностики режущего инструмента.**

Предлагаются методика и алгоритм автоматической классификации сигналов, предназначенные для использования в интеллектуальных средствах диагностики дефектов режущего инструмента. Разделение множества сигналов проводится по идентификационным параметрам распределений, в результате чего образуются группы, объединенные отношениями вида «периодические сигналы с большим или малым разрешением», «смеси с большим или малым отношением сигнал-шум» и «случайные сигналы с ограниченными и неограниченными распределениями».

потенциодинамические зерттеулердің нәтижелері бойынша гальваностатикалық жағдайларда мыс сульфиді (II) синтезделген.

ӨЖ 669.867(575.2)(04). В.П. МАКАРОВ, К.Р. КУРБАНОВ. **Жұқа майдаланған ұнтақтарды азоттау және кремнийдің меншікті бетін анықтау әдістемесі.**

Таза және ерекше таза керамикалық материалдарды алу технологиясы әзірленген.

ӨЖ 621.923. А.Н. ТЮРИН. **Қажақты құрал-сайман байламы көпірлеріндегі кернеулер.**

Жекелеген қажақты түйіршіктер байламын ұстап тұру энергиясын анықтау міндеті қойылады және түйіршікті байламен ұстап тұру беріктігін есептеу әдістемесі ұсынылады. Жүргізілген есептеулер байлам көпірлеріндегі кернеулер мәндерінің түйіспенің контакты алаңында орналасқан, байлам көпірлерінің санына едәуір тәуелді болатынын көрсетті. Кернеулерді есептеудің ұсынылатын әдістемесі қажақты өңдеудің технологиялық процесінің параметрлерін асатылық есепке алады.

ӨЖ 621.9:658.512. Т.М. МЕНДЕБАЕВ, Т.Ю. НИКОНОВА. **Тесіктердің беттік қабатының сапалы сипаттамаларының олардың қартысын жазу шарттарымен өзара байланысы.**

Қыртыс жазу процесінен кейін тесіктердің беттік қабатының сапалы сипаттамаларына сол немесе басқа түрде әсер ететін шамалар мен факторларды топтарға жіктеу жүргізіледі.

ӨЖ 621.658. К.Т. ШЕРОВ. **Функционалдық байланысқан жату жазықтықтары өлшемдерінің шекті ауытқулары орналасуының оңтайлы сұлбаларын таңдау.**

Жату жазықтықтарының дәлдігін қамтамасыз ететін, өлшемдердің шекті ауытқулары орналасуының оңтайлы сұлбаларын таңдау бойынша кейбір ұсыныстар қарастырылған және берілген.

ӨЖ 665.52.061.5. С.Е. ДЮСЕМБАЕВА, Т.П. АШИХМИНА, С.Ш. АБДЫГАЛИМОВА, А.С. СУЛЕЙМЕНОВА, Л.Ф. ДЮСЕМБАЕВА.

Ион алмасу процесерін ендіру перспективасы. Анион алмасу экстракциясы. II қатынас.

Құрамында оттек бар аниондардың (арсенат-, сульфат-, перренат-иондардың) экстракциясы зертделген. Экстракцияның таңдамалылығына әсер ететін параметрлер анықталған.

ӨЖ 621.9.02. Ю.Н. КЛИКУШИН, В.В. СОРОКИН. **Кескіш құрал-сайманның күйін анықтау сигналдарын автоматтық жіктеу әдістемесі және алгоритмі.**

Кескіш құрал-сайман ақауларының күйін анықтаудың зияткерлік құралдарында пайдалану үшін тағайындалған, сигналдарды автоматтық жіктеу әдістемесі мен алгоритмі ұсынылады. Сигналдар жиынын бөлу үлестірудің сәйкестендіру параметрлері бойынша жүргізіледі, оның нәтижесінде «көп немесе аз бұзылған периодтық сигналдары бар периодтық сигналдар», «сигнал-шум көп немесе аз қатынасы бар қоспалар» және «шектелген және шектелмеген үлестірімдері бар кездейсоқ сигналдар» түріндегі қатынастармен біріктірілген топтар құрылады.

the potentiodynamic studies there was synthesized copper sulfide (II) in galvanostatic conditions.

UDC 669.867(575.2)(04). V.P. MAKAROV, K.R. KURBANOV. **Nitriding of Fine Dispersed Powders and Method of Determining Silicon Ultimate Surface.** There is worked out the technology of obtaining clean and especially clean ceramic materials.

UDC 621.923. A.N. TYURIN. **Stresses in Bond Bridges of A brasive Tools.**

There is established the problem of determining the energy of the bond containment individual abrasive grains, protruding over the bond of an abrasive tool, and suggested a method of calculating strength of the grain containment with the bond. The calculations carried out showed that voltage values in the bond bridges depend greatly on the number of bond bridges, located on the contour area of the contact. The method of stresses calculation suggested takes into consideration the abrasive machining technological process parameters.

UDC 621.9:658.512. T.M. MENDEBAYEV, T.Yu. NIKONOVA. **Interconnection of Qualitative Characteristics of Holes Surface Layer with their Mandrelling Conditions.**

There is given a classification of the values and factors in groups some how effecting the qualitative characteristics of the holes surface layer after the mandrelling process.

UDC 621.658. K.T. SHEROV. **Selecting Optimal Scheme of Locating Dimensions Ultimate Deviations of Functionally Connected Fitting Planes.**

There are considered and given some recommendations for selecting optimal schemes of locating ultimate dimensions ... which ensure the accuracy of fitting planes. There are presented formulae for determining allowances values of fitting planes and the volume of the removed metal.

UDC 665.52.061.5 S.Ye. DYUSEMBAEVA, T.P. ASHIKHMINA, S.Sh. ABDYGALIMOVA, A.S. SULEIMENOVA, L.F. DYUSEMBAEVA. **Prospect of Introducing Ion-Changing Processes. Anion-changing Extraction. Report II.**

There is studied the extraction of Oxygen-Containing anions (arsenate-, sulfate-, perrenate-ions) with trialkilamine. There are determined the parameters effecting the extraction selectivity.

UDC 621.9.02. Yu.N. KLIKUSHIN, V.V. SOROKIN. **Methods and Algorithm of Automatic Classification of Cutting Tool Diagnostic Signals.**

There are suggested a method and an algorithm of automatic classification of the signals designated for use in intellectual means of cutting tool defects diagnostics. The division of a number of signals is carried out by identification parameters of distribution, in the result of which there are formed groups united by the relation of the type «periodical signals with large or small resolution», «mixtures with large or small ratio signal to noise» or «random signals with limited and unlimited distributions».

УДК 669.541. Т.А. ЖАҚАТАЕВ. **Расчет направления химических процессов в расплаве жидкого металла на основе молекулярно-кинетической и статистической теории.**

Проведена оценка кинетической энергии (к.э.) взаимодействующих компонент в жидком расплаве металла на основе МК и СТ. На основе сравнения к.э. и энергии связи (э.с.) атомов и молекул можно определить направление протекания химического процесса. Обоснована гипотеза, что между э.с. и теплотой образования должна быть корреляция. Показан новый метод расчета функции Гиббса на основе МК и СТ.

УДК 621.74. А.З. ИСАГУЛОВ, С.С. АХМЕТОВА. **Математическая модель деформирования плотного слоя сыпучего материала.**

Число природных явлений и технологических применений, связанных с деформированием и движением сыпучих материалов, исключительно велико. Основная проблема, возникающая при попытках теоретического описания таких процессов, состоит в получении физически обоснованной системы фундаментальных реологических соотношений, которые позволили бы замкнуть систему уравнений сохранения для указанных сред.

УДК 622.271. В.Н. ДОЛГОНОСОВ, Н.Ф. НИЗАМЕТДИНОВ, О.В. СТАРОСТИНА. **Применение гипотезы о гидростатическом напряженном состоянии к оценке устойчивости нагруженных глинистых откосов.**

Усовершенствована методика расчета устойчивости нагруженных глинистых откосов, основанная на гипотезе о гидростатическом напряженном состоянии. Получена аналитическая формула по определению коэффициента запаса устойчивости и выявлена зависимость отстояния от вала от верхней бровки уступа и от величины внешней нагрузки.

УДК 622.284(574.32). Ж.П. ВАРЕХА, В.Ф. ДЕМИН, А.В. САРАНЧУКОВ, В.В. ДЕМИН. **Исследование физико-механических процессов в массиве вмещающих пород при проведении горных выработок.**

Исследованы физико-механические процессы в массиве вмещающих пород при проведении горных выработок. Определены величины смещения пород в выработках, охраняемых породными полосами.

УДК 553.3/4:5553.2(574.3). И.С. СИДОРЕНКО. **К вопросу о платиноносности руд месторождения Камкор.**

Изложены результаты геологических и аналитических исследований руд месторождения Камкор. Целью работы являлось определение минеральных парагенезисов с участием платиноидов и определение ресурсов платиновой минерализации месторождения.

УДК 622.8. К.З. ИСКАКОВ. **Метод расчета критерия эндогенной пожароопасности технологической схемы выемочного участка угольной шахты.**

Предложен метод расчета комплексного критерия пожароопасности и технологической схемы работы выемочного участка угольной шахты, охватывающий три наиболее важных множеств факторов. Приведены результаты расчетов указанного критерия для условий разработки конкретного шахтного участка Карагандинского бассейна.

УДК 622. А.А. ЖАНБАТЫРОВ. **Техногенно-**

УДК 669.541. Т.А. ЖАҚАТАЕВ. **Молекулярно-кинетикалық және статистикалық теорияның негізінде сұйық металл балқытпасында химиялық процестердің бағытын есептеу.**

МК және СТ негізінде металдың сұйық балқытпасында өзара әрекеттесетін компоненттердің кинетикалық энергиясын (к.э.) бағалау жүргізілген. К.э. және атомдар мен молекулалардың байланыс энергиясын (б.э.) салыстыру негізінде химиялық процестің жүру бағытын анықтауға болады. Б.э. және түзілу жылылығы арасында корреляция болу керек деген болжам негізделді. МК және СТ негізінде Гиббс функциясын есептеудің жаңа әдісі көрсетілген.

УДК 621.74. А.З. ИСАГУЛОВ, С.С. АХМЕТОВА. **Сусымалы материалдың тығыз қабатын деформациялаудың математикалық моделі.**

Сусымалы материалдардың деформациялануымен және қозғалысымен байланысты, табиғи құбылыстардың және технологиялық қосымшалардың саны айрықша үлкен. Мұндай процестерді теориялық сипаттауға талпынғанда пайда болатын негізгі проблема, көрсетілген орталар үшін сақтау теңдеулерінің жүйесін тұйықтауға мүмкіндік берген, маңызды реологиялық ара қатыстардың физикалық негізделген жүйесін алудан тұрады.

УДК 622.271. В.Н. ДОЛГОНОСОВ, Н.Ф. НИЗАМЕТДИНОВ, О.В. СТАРОСТИНА. **Жүктелген сазды қиябеттердің орнықтылығын бағалауға арналған гидростатикалық кернеуленген күй туралы болжамды қолдану.**

Гидростатикалық кернеуленген күй туралы болжамға негізделген, жүктелген сазды қиябеттердің орнықтылығын есептеу әдістемесі жетілдірілген. Орнықтылық қорының коэффициентін анықтау бойынша аналитикалық формула алынған және үйіндінің кертпешінің жоғарғы ернеуінен және сыртқы жүк еменің көлемінен тұнуының тәуелділігі айқындалған.

УДК 622.284(574.32). Ж.П. ВАРЕХА, В.Ф. ДЕМИН, А.В. САРАНЧУКОВ, В.В. ДЕМИН. **Кен қазбаларын жүргізу кезінде жанас тау жыныстары массивіндегі физика-механикалық процестерді зерттеу.**

Кен қазбаларын жүргізу кезінде жанас тау жыныстары массивіндегі физика-механикалық процестер зерттелген. Тау жынысы жолақтарымен қорғалатын қазбаларда тау жыныстарының ығысу көлемдері анықталған.

УДК 553.3/4:5553.2(574.3). И.С. СИДОРЕНКО. **Қамқор кен орны рудаларының платиналығы туралы мәселеге.**

Қамқор кен орнының рудаларын геологиялық және аналитикалық зерттеу нәтижелері баяндалған. Жұмыстың мақсаты платиноидтардың қатысуымен минералдық парагенезистерді анықтау және кен орнын платиनाлық минералдандыру ресурстарын анықтау болып табылады.

УДК 622.8. К.З. ИСКАКОВ. **Көмір шахтасының алу учаскесінің технологиялық сұлбасының эндогенді өрт қауіптілігі критерийін есептеу әдісі.**

Аса маңызды үш фактор жиынын қамтитын, көмір шахтасының алу учаскесі жұмысының технологиялық сұлбасының өрт қауіптілігінің кешенді критерийін есептеу әдісі ұсынылған. Қарағанды бассейнінің нақты шахта қабатын қазу жағдайлары үшін көрсетілген критерийді есептеу нәтижелері келтірілген.

УДК 622. А.А. ЖАНБАТЫРОВ. **Техногенді-**

UDC 669.541. T.A. ZHAKATAYEV. **Calculation of Chemical Processes Direction in Liquid Metal Melt on the Basis of Molecular-Kinetic and Statistic Theory.** There is estimated kinetic energy of the interacting components in a liquid metal melt on the basis of MK and ST. By the method of comparing kinetic energy and bond energy of the atoms and molecules it's possible to determine the chemical process direction. There is substantiated a hypothesis that between the bond energy and forming heat there must be a correlation. There is shown a new method of Gibbs function calculation on the basis of MK and ST.

UDC 621.74. A.Z. ISAGULOV, S.S. AKHMETOVA. **Mathematical Model of Loose Material Dense Layer Deforming.**

The number of natural phenomena and technological applications connected with loose materials deforming and moving is very large. The main problem appearing in the attempts to describe such processes theoretically is in obtaining physically substantiated system of fundamental rheologic relations which could permit to close the system of conservation equations for the media mentioned.

UDC 622.271. V.N. DOLGONOSOV, N.F. NIZAMETDINOV, O.V. STAROSTINA. **Using Hypothesis of Hydrostatic Stressed State to Estimation of Loaded Clay Slopes Stability Condition.**

There is improved the methods of calculating loaded clay slopes stability based on the hypothesis of hydrostatic stressed state. There is obtained an analytical formula for determining the coefficient of stability reserve and the dependence of the damp distance from the bench upper level and on external load value.

UDC 622.284(574.32). Zh.P. VAREKHA, V.F. DYOMIN, A.V. SARANCHUKOV, V.V. DYOMIN. **Studying Physical-and-Mechanical Processes Enclosing Rocks Mass in Developing Mining Workings.** There are studied physical-and-mechanical processes in enclosing rocks mass in developing mining workings. There are determined the values of rocks shift in the workings protected with rock strips.

UDC 553.3/4:5553.2(574.3). I.S. SIDORENKO. **To Question about Platinum-Bearing Ability of Kamkor Deposit Ores.** There are presented the results of geological and analytical studies of the Kamkor deposit ores. The purpose of the work was to determine mineral paragenesis with platinooids participation and determining the resources of the deposit platinum mineralization.

UDC 622.8. K.Z. ISKAKOV. **Method of calculating Endogenic Fire Hazard of Coal Mine Mining Section Technological Scheme.**

There is suggested a method of calculating a complex criterion of fire hazard in a coal mine mining section technological scheme covering three main factors. There are presented the results of calculations of the criterion mentioned for the conditions of the developing of a concrete mining layer of the Karaganda basin.

UDC 622. А.А. ЖАНБАТЫРОВ. **Техногенно-**

минеральные образования и пути их использования.

Приведена характеристика техногенно-минеральных образований и намечены пути их использования.

УДК 622.274:555.319. Б.Т. БЕРКАЛИЕВ, Г.А. АУКЕШЕВ. **Надежность технологических схем выпуска и доставки руды.**

Рассматривается фактор надежности технологических схем «выпуск-доставка-погрузка руды» в контексте установления оптимальной конструкции днищ выемочных блоков путем сравнения их вариантов по экономическим критериям. Для этого, приняв в качестве экономических критериев зависимость условной экономической характ ерист ики от коэффициента готовности системы «выпуск-доставка», а также затраты на отдельные технологические операции, исследуем их для различных вариантов конструкций днищ блоков.

УДК 622.271. Б.Н. ЦАЙ, Р.Ф. НИЗАМЕТДИНОВ. **Совершенствование способов расчета устойчивости карьерных откосов с учетом наличия трещин.**

Приведены расчетные схемы устойчивости карьерных откосов, подрезанных системой трещин согласного и диагонального залегания. Предложена методика их расчета.

УДК 622.772=512.122. Д.Ж. ЖЫЛКЫБАЕВ. **Условия применения геотехнологического метода к системам разработки руды этажами и магазинированием.**

Показаны преимущества геотехнологических методов отработки месторождений перед традиционными и подземными разработками. Приведены расчеты по определению основных показателей геотехнологии, такие как отработываемая руда, параметры подготавливаемых скважин, растворы, приводящие руды в подвижное состояние с помощью скважин. Также рассмотрены условия применения подземного выщелачивания в разработке месторождения.

УДК 681.268. З.Т. АКАШЕВ, И.А. ГАЛИН. **К определению уровня действия силы сопротивления движению конвейерной ленты.**

На основании положений механики насыпных грузов уточнена математическая модель взаимодействия сыпучего материала и конвейерной ленты с желобчатой роликоопорой; установлены зависимости для расчета уровня равнодействующей силы сопротивления движению, создающей дополнительные моментные нагрузки на силовмерительные датчики конвейерных весов.

УДК 666.92. Е.В. ТКАЧ. **Исследование морозостойкости бетонов с гидрофобизирующими комплексными модификаторами.**

Рассматривается способ обеспечения высокой долговечности бетонных и железобетонных изделий за счет использования гидрофобизирующих комплексных модификаторов.

ӨЖ 624.953:043. А.И. АЙНАБЕКОВ, У.С. СУЛЕЙМЕНОВ, Ш.Т. ЕШИМБЕТОВ, Х.А. АБШЕНОВ. **Инженерный метод расчета элементов усиления узла врезки люка-лаза в стенку резервуара.**

Предложен инженерный метод расчета элементов усиления узла врезки люка-лаза в стенку резервуара. Для исследования было разработано конструктивное решение узла

минералдық түзілімдер және оларды пайдалану жолдары.

Техногенді-минералдық түзілімдердің сипаттамасы келтірілген және оларды пайдалану жолдары белгіленген.

ӨЖ 622.274:555.319. Б.Т. БЕРКАЛИЕВ, Г.А. АУКЕШЕВ. **Руданы шығару мен жеткізудің технологиялық сұлбаларының сенімділігі.**

Олардың нұсқаларын экономикалық критерийлері бойынша салыстыру жолымен алу блоктары түптерінің оңтайлы конструкциясын анықтау контекстінде «руданы шығару-жеткізу-тасу» технологиялық сұлбаларының сенімділігі факторы қарастырылады. Ол үшін, экономикалық критерийлер ретінде шартты экономикалық сипаттаманың «шығару-жеткізу» жүйесінің әзірлігі коэффициентіне тәуелділігін, сондай-ақ жекелеген технологиялық операцияларға жұмсалған шығындарды қабылдап, оларды блоктардың түптері конструкцияларының әртүрлі нұсқалары үшін зерттейміз.

ӨЖ 622.271. Б.Н. ЦАЙ, Р.Ф. НИЗАМЕТДИНОВ. **Жарықшақтардың бар болуын есепке алып карьерлік қиябеттердің орнықтылығын есептеу тәсілдерін жетілдіру.**

Тиісті және диагональ жатыс жарықшақтары жүйесімен кесілген, карьерлік қиябеттер орнықтылығының есептік сұлбалары келтірілген. Оларды есептеу әдістемесі ұсынылған.

ӨЖ 622.772=512.122. Д.Ж. ЖЫЛКЫБАЕВ. **Этажды және қоймалы кен қазу жүйелеріне геотехнология әдісін пайдалану шарттары (жағдайлары).**

Кен орындарын қазымдаудың геотехнологиялық әдістерінің дәстүрлі және жер асты қазудың алдындағы артықшылықтары көрсетілген. Қазымдалатын руда, дайындаушы ұңғымалардың параметрлері, рудаларды ұңғымалардың көмегімен жылжымалы күйге келтіретін ерітінділер сияқты, геотехнологияның негізгі көрсеткіштерін анықтау бойынша есептеулер келтірілген. Сондай-ақ кен орнын қазуда жер астылық ерітінділеуді қолдану шарттары қарастырылған.

ӨЖ 681.268. З.Т. АКАШЕВ, И.А. ГАЛИН. **Конвейерлік таспаның қозғалысына кедергі күшінің әсер ету деңгейін анықтауға.**

Үйінді жүктер механикасы ережелерінің негізінде сусымалы материалдың және конвейерлік таспаның науалы аунақшалы тірекпен өзара әсерлесуінің математикалық моделі нақтыланған; конвейерлік таразылардың күш өлшеуіш датчиктеріне қосымша моменттік жүктемелерді құрайтын, қозғалысқа кедергінің конвейерлік таразылардың күш өлшеу датчиктеріне қосымша моменттік жүктемелер тудыратын, тең әсерлі күштің деңгейін есептеу үшін тәуелділіктер анықталған.

ӨЖ 666.92. Е.В. ТКАЧ. **Гидрофобизациялаушы кешенді модификаторлары бар бетондардың аязға төзімділігін зерттеу.**

Гидрофобизациялаушы кешенді модификаторларды пайдалану есебінен бетон және темір бетон бұйымдардың жоғары ұзақ мерзімділігін қамтамасыз ету тәсілі қарастырылады.

ӨЖ 624.953:043. А.И. АЙНАБЕКОВ, У.С. СУЛЕЙМЕНОВ, Ш.Т. ЕШИМБЕТОВ, Х.А. АБШЕНОВ. **Резервуар қабырғасына люк және құбырларды ендіру түйінін нығайту элементтерін есептеудің инженерлік әдісі.**

Резервуар қабырғасына өтетін тесік қақпағын ойып орнату торабын нығайту элементтерін есептеудің инженерлік әдісі ұсынылған. Зерттеу үшін ойып орнатуды нығайту торабының

Mineral Formations and their Use Ways.

There is given a characteristic of technogenic mineral formations and their use ways.

UDC 622.274:555.319. B.T. BERKALIYEV, G.A. AUKESHEV. **Reliability of Technological Schemes of Ore Mining and Delivery.**

There is considered the factor of reliability of technological schemes "ore mining-delivery-loading" in the context of establishing an optimal structure of the mining blocks bottoms by means of comparing their variants by economical criteria. For this taking the conditional economical characteristic dependence on the coefficient of the system "mining-delivery" readiness as economical criteria, as well as the costs for individual technological operations, they are studied for different variants of the mining blocks bottoms structures.

UDC 622.271. B.N. TSAI, R.F. NIZAMETDINOV.

Improving Methods of Calculating Quarry Slopes Stability Taking into Consideration Cracks. There are presented calculating schemes for quarry slopes stability cut with cracks system of conformable and diagonal depositing.

UDC 622.772=512.122. D.Zh. ZHYLKYBAYEV. **Conditions of Using Geotechnological Method to Ore Development Systems by Means of Floors and Shrinkage.**

There are shown the advantages of geotechnical methods of deposits development as compared to the traditional and underground development. There are presented calculations for determining the main indices of geotechnology, such as mined ore, development bore holes parameters, solutions, ensuring ores movable condition with the help of bore holes. There are also considered the conditions of using underground leaching in the deposit development.

UDC 681.268. Z.T. AKASHEV, I.A. GALIN. **To Determining Resistance Force Action to Conveyor Belt Motion.**

On the bases of the principles of loose materials mechanics, there is verified the mathematical model of loose material and conveyor belt interaction with the chute idler; there are established the dependences for calculating the level of the resistance force to motion, which form additional momentary loads on the force-measuring sensors of conveyor weigher.

UDC 666.92. Ye.V. TKACH. **Studying Frost Resistance of Concretes with Water Repellent Complex Modifiers.**

There is considered a method of ensuring high durability of concrete and reinforced concrete items due to the use of water repellent complex modifiers.

UDC 624.953:043. A.I. AINABEKOV, U.S. SULEIMENOV, Sh.T. YESHEMBETOV, Kh.A. ABSHENOV. **Engineering Method of Calculating Man-Hole Incision Node Strengthening in Reservoir Wall.**

There is suggested an engineering method of calculating the elements of the man-hole incision node strengthening in the reservoir wall. For the studies there was worked out a structural

усиления зоны врезки.

УДК 004.8:336.7. Ж.Н. САГИНТАЕВА. Пуассоновские смеси в моделях кредитного скоринга.

Рассматриваются основные проблемы банковского кредитного скоринга, связанные с оценкой заемщика, подходов выделения основных состояний заемщиков, идентификации параметров смеси распределений — пуассоновских смесей. Также предлагаются примеры сочетания предложенных методов в цельных системах кредитного скоринга.

УДК 330.1. А.Е. СУДАРИКОВ. Нейросети — теория сложных систем в экономике.

О современном моделировании в экономике на основе нейронных сетей. Даны основные понятия нейронных сетей и возможные области их применения. Перечислены программные средства для использования нейросетей.

УДК 693.34:519.87. Н.И. КАРАСЕВ, Н.И. ТОМИЛОВА. Методы декомпозиции гидравлических цепей теплоснабжающих систем.

Рассматривается декомпозиционно-топологический подход к большим гидравлическим системам на основе расчленения и последующего объединения её частей. Предложенный подход состоит из двух уровней декомпозиции. Первый предполагает расчленение системы на технологически различные подсистемы: магистральные и распределительные фрагменты; второй — за счет упрощения структуры этих систем путем уменьшения количества «существенных» нелинейностей и тем самым уменьшения количества уравнений в системе.

УДК 378. Б.В. КОШЕКОВА, Е.А. ЯРОВАЯ. Идентификационный компаратор для установления степени эквивалентности сравниваемых сигналов.

Предложено применение идентификационного компаратора для установления эквивалентности двух сравниваемых сигналов в интеллектуальных системах измерения, управления, контроля и диагностики, работающих в режимах интерактивного и автоматического распознавания и идентификации сложных сигналов.

УДК 004.415.53. Л.Г. ЗАРТЕНОВА, В.Б. ОРЕШКИНА. Анализ работоспособности как часть процесса разработки программного обеспечения.

Рассмотрены аспекты тестирования программного обеспечения и возможности его автоматизации.

УДК 006.05(574). А.К. КУСАИНОВ. Международная практика и внедрение системы технического регулирования в Республике Казахстан.

Рассмотрены вопросы реорганизации действующей системы стандартизации в связи со вступлением Республики Казахстан в ВТО. Предложен и внедрен новый вид документов — технический регламент. Для разработки технического регламента предложены новые подходы и методы. Разработана научная основа технического регулирования в виде Концепции технического регулирования, определяющей основные понятия, цели, принципы и требования.

конструкциялық шешімі әзірленген.

ӘОЖ 004.8:336.7. Ж.Н. САГИНТАЕВА. Кредиттік скоринг модельдеріндегі пуассондық қоспалар.

Қарыз алушыны бағалаумен байланысты банктік кредиттік скорингтің, қарыз алушының негізгі жағдайларын атап көрсету амалдарының, бөлу қоспасының параметрлерін — пуассондық қоспаларды сәйкестендірудің негізгі проблемалары қарастырылады. Сондай-ақ кредиттік скорингтің тұтас жүйелерінде ұсынылған әдістердің үйлесу мысалдары ұсынылады.

ӘОЖ 330.1. А.Е. СУДАРИКОВ. Нейрожелілер — экономикадағы күрделі жүйелер теориясы.

Экономикада нейрондық желілер негізінде қазіргі заманғы модельдеу туралы. Нейрондық желілердің негізгі ұғымдары және олардың мүмкін қолданылу салалары берілген. Нейрожелілерді пайдалану үшін программалық құралдар аталған.

ӘОЖ 693.34:519.87. Н.И. КАРАСЕВ, Н.И. ТОМИЛОВА. Жылумен қамтитын жүйелердің гидравликалық тізбектерін декомпозициялау әдістері.

Мүшелер және кейіннен оның бөліктерін біріктіру негізінде үлкен гидравликалық жүйелерге арналған декомпозиция-топологиялық амал қарастырылады. Ұсынылған амал декомпозицияның екі деңгейінен тұрады. Біріншісі жүйені технологиялық әр текті бағынықы жүйелерге мүшелерді болжайды: магистральдық және үлестіруші үзінділер; екіншісі — бұл жүйелердің құрылымын «елеулі» сызқтық еместіктер санын азайту әдісімен ықшамдау және сонымен бірге жүйедегі теңдеулер санын азайту есебінен.

ӘОЖ 378. Б.В. КОШЕКОВА, Е.А. ЯРОВАЯ. Салыстырылатын сигналдардың баламалылығы дәрежесін анықтауға арналған сәйкестендіру компараторы.

Интерактивті және автоматтық тану және күрделі сигналдарды сәйкестендіру режимдерінде жұмыс істейтін, өлшеу, басқару, бақылау және күйін анықтаудың зияткерлік жүйелерінде салыстырылатын екі сигналдың баламалылығын орнату үшін сәйкестендіру компараторын қолдану ұсынылған.

ӘОЖ 004.415.53. Л.Г. ЗАРТЕНОВА, В.Б. ОРЕШКИНА. Программалық қамтамасыз етуді әзірлеу процесінің бір бөлігі ретінде жұмысқа қабілеттілікті талдау.

Программалық қамтамасыз етуді тестілеу және оны автоматтандыру мүмкіндіктерін тестілеу аспектілері қарастырылған.

ӘОЖ 006.05(574). А.К. ҚҰСАЙЫНОВ. Қазақстан Республикасындағы халықаралық практика және техникалық реттеу жүйесін ендіру.

Қазақстан Республикасының БСҰ-ға енуіне байланысты қолданылып жүрген стандарттау жүйесін қайта құру мәселелері қарастырылған. Құжаттардың жаңа түрі — техникалық регламент ұсынылған және ендірілген. Техникалық регламентті әзірлеу үшін жаңа амалдар мен әдістер ұсынылған. Негізгі ұғымдарын, мақсаттарын, принциптерін анықтайтын және талаптарын белгілейтін, техникалық реттеу Тұжырымдамасы түрінде техникалық реттеудің ғылыми негізі әзірленген.

decision of the incision node zone strengthening.

UDC 004.8:336.7. Zh.N. SAGINTAYEVA. Poisson Mixtures in Models of Credit Scoring.

There are considered the main problems of the bank credit scoring, connected with the estimation of a loaner, approaches of the loaners main conditions, identification of the Poisson mixtures distributions parameters. There are also suggested examples of combining the methods in a single system of credit scoring

UDC 330.1 A.Ye. SUDARIKOV. Neuron Nets — Theory of Complicated Systems in Economy.

About modern modeling in economy on the basis of neuron nets. There are given the main concepts of neuron nets and possible fields of their use. There are cited program means for neuron nets use.

UDC 693.34:519.87. N.I. KARASYOV, N.I. TOMILOVA. Methods of Decomposing Hydraulic Circuits of Heat-Supplying Systems.

There is considered a decomposing topological approach to large hydraulic systems on the basis of breaking down. And the following uniting its parts. The approach suggested consists of two levels of decomposing. The first one supposes the system breaking down into technologically various subsystems: manifold and distributive fragments; the second one supposes the same due to the structure simplicity by means of decreasing the number of "significant" non-linearities and by this due to decreasing the number of equations in the system.

UDC 378. B.V. KOSHEKOVA, Ye.A. YAROVA YA. Identification Comparator for establishing Degree of Compared Signals Equivalence.

There is suggested to use identification comparator for establishing two compared signals equivalence in measuring, controlling and diagnosing systems working in the modes of interactive and automatic recognition and identification of complicated signals.

UDC 004.415.53. L.G. ZARTENOVA, V.B. ORESHKINA. Analysis of Workability as Part of Software Working out Process.

There are considered the aspects of software testing and its automation possibilities.

UDC 006.05(574). A.K. KUSAINOV. International Practice and Introduction of Technical Regulation System in Republic of Kazakhstan.

There are considered the questions of reorganizing the working system of standardization in the connection with the Republic of Kazakhstan joining the WTO. There is suggested and introduced a new type of documents, i.e. technical regulations. To work out technical regulations there are suggested new approaches and methods. There is worked out a scientific base for technical regulations in the form of the Conception of technical regulations, determining the main concepts, purposes, principles and establishing the requirements.

Правила оформления и представления статей

Статья представляется в редакционно-издательский отдел в двух экземплярах. Прилагается CD-диск с файлами, направление организации. Приводится аннотация на русском языке, указывается индекс УДК. Объем статьи не должен превышать 8 страниц машинописного текста. Текст статьи печатается через два интервала (между строками 6 мм) на одной стороне листа форматом 210x297 мм; **поля со всех сторон по 2 см**; страницы нумеруются. На дискете текст необходимо набирать в редакторе Word 97 либо Word 2000 (не ниже) **шрифтом Times New Roman, размер шрифта (кегель) — 14.**

Все буквенные обозначения, приведенные на рисунках, необходимо пояснять в основном или подрисуночном тексте. Нумеровать следует только те формулы и уравнения, на которые есть ссылка в тексте.

Рекомендуется компьютерная графика. Рисунки могут иметь расширения, совместимые с Word 97, Word 2000, т.е. CDR, JPG, PCD, TIF, BMP.

Для рисунков должен применяться шрифт Arial. Размер шрифта (кегель) 14. Рисунки должны быть хорошего качества.

Для таблиц рекомендуется шрифт Times New Roman, размер шрифта (кегель) 14.

Формулы должны быть набраны в формуляторе MathType или Equation.

В статье не должно быть сложных и громоздких формул и уравнений, особенно формульных таблиц, а также промежуточных математических выкладок. Все сокращения и условные обозначения в формулах следует расшифровать, размерности физических величин давать в системе СИ, названия иностранных фирм, их продуктов и приборов – в транскрипции первоисточника с указанием страны.

Список литературы (только органически связанной со статьей) составляется в порядке цитирования и дается в конце статьи. В тексте ссылки на литературу отмечаются порядковыми цифрами в квадратных скобках, а именно [1, 2]. В конце статьи следует указывать название организации, где выполнена работа, контактный телефон, факс и адрес электронной почты. Статья должна быть подписана всеми авторами с указанием ученой степени, служебного и домашнего адресов и телефонов.

Публикация неверно оформленных статей задерживается.

Статья должна носить авторский характер, т.е. принадлежать лично автору или группе авторов, причем количество последних не должно быть более пяти. В одном номере журнала может быть напечатано не более одной статьи одного автора. В исключительных случаях, по решению редакционного совета, может быть опубликовано две статьи одного автора.

Предпочтение отдается статьям, имеющим исследовательский характер и содержащим элементы научной новизны. Рекомендуется аналитические результаты научных исследований подтверждать данными, полученными экспериментальным путем или методами имитационного моделирования.

Статья должна иметь законченный характер, то есть в ней рекомендуется отобразить кратко историю рассматриваемого вопроса, поставить задачу, определить методику ее решения, привести результаты решения задачи, сделать выводы и заключение, привести список литературы. Не

допускается использование в статьях фрагментов текста, рисунков или графиков из работ других авторов (или из Internet) без ссылки на них.

республикалық

журнал

республиканский

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ

ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА

2008. № 2. 87 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

Редакторлар — Редакторы

Б.А. Асылбекова, К.К. Сагадиева

Аудармашылар — Переводчики

А.С. Кордабаева, Н.М. Драк

Компьютерлік ажарлау және беттеу — Компьютерный дизайн и верстка

М.М. Утебаев

Басуға қол қойылды	30.06.2008	Подписано в печать
Пішімі	60×84/8	Формат
Көлемі, б.т.	13,6	Объем, п.л.
Таралымы	500	Тираж
Тапсырыс	3925	Заказ
Индексі	75857	Индекс
Келісімді баға		Цена договорная

Редакцияның мекен-жайы — Адрес редакции

100027, г. Караганда, бульвар Мира, 56. Издательство КарГТУ, тел. 56-20-62

