

ВЕСТНИК

Магнитогорского государственного
технического университета им. Г. И. Носова

№ 1 (25) март 2009 г.

Журнал включен в Реферативный журнал и Базы данных ВИНИТИ, а также в Перечень ведущих рецензируемых научных журналов и изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени доктора и кандидата наук по рекомендации экспертных советов по разработке месторождений твердых полезных ископаемых, металлургии и металловедению. Электронные версии журнала размещаются на сетевом ресурсе Научной Электронной Библиотеки в сети Интернет.

Издается с марта 2003 года

Редакционный совет:

Председатель редсовета:

В.М. Колокольцев – ректор ГОУ ВПО «МГТУ», проф., д-р техн. наук.

Члены редсовета:

А.В. Дуб – ген. директор ОАО НПО «ЦНИИТМАШ», д-р техн. наук;

Д.Р. Каплунов – член-кор. РАН, проф. ИПКОН РАН, д-р техн. наук;

В.Ф. Рашиков – Президент ООО "Управляющая компания ММК", проф., д-р техн. наук;

В.М. Счастливец – зав. лабораторией ИФМ УрО РАН; академик РАН, д-р техн. наук;

А.Б. Сычков – зам. начальника техотдела Молдавского металлургического завода, д-р техн. наук;

Ken-ichiro Mori – Professor Department of Production Systems Engineering, Toyohashi University of Technology, Japan;

Maciej Pietrzyk – Professor Akademia Gorniczo-Hutnicza, Krakow, Poland.

Редакционная коллегия:

Главный редактор:

Г.С. Гун – проф., д-р техн. наук.

Заместитель:

М.В. Чукин – проф., д-р техн. наук (отв. редактор).

Члены редколлегии:

В.А. Бигеев – проф., д-р техн. наук;

К.Н. Вдовин – проф., д-р техн. наук;

С.Е. Гавришев – проф., д-р техн. наук;

В.Н. Калмыков – проф., д-р техн. наук;

С.И. Лукьянов – проф., д-р техн. наук;

С.А. Песина – проф., д-р филол. наук;

С.И. Платов – проф., д-р техн. наук;

В.М. Салганик – проф., д-р техн. наук.

Ответственные редакторы по научным направлениям экспертных советов ВАК РФ:

Т.С. Кузнецова – доц., канд. техн. наук;

М.А. Полякова – доц., канд. техн. наук;

М.В. Шубина – доц., канд. техн. наук.

© ГОУ ВПО «МГТУ», 2009

На журнал можно подписаться в отделениях связи либо приобрести непосредственно в редакции. Подписной индекс издания в объединенном каталоге «Пресса России» 48603.

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС11-1157 от 18 апреля 2007 г.

Адрес редакции:

455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38

Тел.: (3519) 29-85-17

Факс (3519) 23-57-60

E-mail: mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru

Журнал подготовлен к печати Издательским центром МГТУ им. Г.И.Носова.

Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ.

Подписано к печати 10.03.2009

Заказ 170. Тираж 500 экз. Цена свободная.



VESTNIK

**Magnitogorsk State Technical
University named after G. I. Nosov**

№ 1 (25) March 2009

The journal is included in the Abstract Journal and the database of All-Russian Institution of Scientific and Technical information, and also in the List of the leading reviewed scientific journals and publications. On recommendation of advisory committee in the development of mineral resource deposits and metallurgy, the scientific results of candidates for Ph.D. theses are to be published in the above-mentioned journals. Internet versions of the journal can be found on the Scientific Electronic Library site in the Internet.

PUBLISHED SINCE MARCH, 2003

Editorial committee

Chairman of editorial committee:

V. M. Kolokol'tsev – rector of State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”, D. Sc

Members of the editorial committee:

A. V. Dub – general director of JSC Research and Production Association of Central Scientific Research Institution of Technical Mechanic Engineering, D.Sc.

D. R. Kaplunov – corresponding member of Russian Academy of Science, D.Sc.

V. Ph. Rashnikov – President of LTd “Magnitogorsk Steel and Iron Works managing company”, Prof., D. Sc.

V. M. Schastlivtsev – chief of laboratory in Russian Academy of Science, academician of Russian Academy of Science, D. Sc.

A. B. Sychkov – deputy chief of engineering department at Moldavia metallurgical plant, D. Sc.

Ken-ichi Mori – Professor Department of Production Systems Engineering, Toyohashi University of Technology, Japan.

Maciej Pietrzyk – Professor Akademia Gorniczo-Hutnicza, Krakow, Poland.

Editorial staff

Editor-in-chief:

G. S. Gun – Prof., D. Sc.

Deputy chief editor:

M. V. Chukin - Prof., D.Sc.

Members of the editorial staff:

V. A. Bigeev - Prof., D.Sc.

K. N. Vdovin - Prof., D.Sc.

S. E. Gavrishev - Prof., D.Sc.

V. N. Kalmykov - Prof., D.Sc.

S. I. Luk'yanov - Prof., D.Sc.

S. I. Platov - Prof., D.Sc.

V. M. Salganik - Prof., D.Sc.

S. A. Pesina – Prof., D. Sc.

Executive editors in scientific fields of advisory committee of Higher Certifying Commission in the Russian Federation:

T. S. Kuznetsova – Assoc. Prof., Ph.D.

M. A. Polyakova – Assoc. Prof., Ph.D.

M. V. Shubina - Assoc. Prof., Ph.D.

© State Educational Institution of Higher Professional Education
“Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”, 2009

One can subscribe for the journal in the general publication catalogue of scientific-technical information, the subscription index of the journal 73849, or get the journal right in the editorial office.

Registration certificate ПИ № ФС11-1157 April 18, 2007 г.

Editorship address:

455000, city Magnitogorsk, Lenin Str. 38

Phone number: (3519)29-85-17

Fax: (3519)23-57-60

Email: mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru

Published by publishing center of MSTU named after G. I. Nosov.

Signed for press 03.10.2009.

Order 170. Circulation – 500 items. Free price.



СОДЕРЖАНИЕ

Разработка полезных ископаемых	5
<i>Габитов Р.М., Гавришев С.Е., Бондарева А.Р., Кузнецова Т.С., Литвинов А.М.</i> Влияние горнотехнических условий разработки крутопадающих месторождений на формирование внутренних отвалов при доработке и реконструкции карьеров.....	5
<i>Горбатова Е.А., Емельяненко Е.А.</i> Минералогические и структурно-текстурные особенности колчеданных руд Учалинского месторождения, влияющие на процессы физико-химической геотехнологии	10
<i>Кисляков В.Е., Никитин А.В.</i> Систематика способов разупрочнения глинистых песков при разработке россыпных месторождений	13
<i>Аглоков Х.И., Лаврик В.Д., Бакилов У.А.</i> Гидрозакалка на ЖГМК.....	16
<i>Калмыков В.Н., Пергамент В.Х., Неугомонов С.С.</i> Расчёт параметров отбойки трещиноватых руд скважинными зарядами при системах разработки с твердеющей закладкой.....	22
Технологии переработки и утилизации образований и отходов	25
<i>Панычев А.А., Никонова А.П.</i> Исследование возможности извлечения карбоната кальция из отвалов для производства цемента	25
Литейное производство	30
<i>Вдовин К.Н., Ячигов И.М., Антонов М.В., Цыбров С.В., Авдиенко А.В.</i> Технология центробежного литья прокатных валков с использованием наружных холодильников	30
<i>Вдовин К.Н., Давыдов А.В.</i> Качество изготовления и эксплуатации прокатных валков с точки зрения принципов стандартов серии ISO 9000	32
<i>Масальский А.С., Ушаков С.Н., Мельничук Е.А., Селиванов В.Н., Бояринцев Д.А., Понамарёва Т.Б.</i> Особенности затвердевания металла разного химического состава в кристаллизаторе слябовой машины непрерывного литья заготовок	34
<i>Алексеев Л.В., Столяров А.М., Бигеев В.А., Малофеев А.Е.</i> Изучение поведения элементов при выплавке полупродукта в сверхмощной дуговой сталеплавильной печи с различным расходом жидкого чугуна	38
<i>Чайкин А.В., Вольнов И.Н., Чайкин В.А.</i> Исследование процесса модифицирования чугуна с использованием методов математической статистики и моделирования	41
Обработка металлов давлением	46
<i>Железков О.С., Гатин Ф.Ф., Чуико Е.Ю., Железков С.О.</i> Применение критерия минимальной неравномерности деформации для оценки эффективности процессов обработки металлов давлением	46
<i>Бельский С.М., Мухин Ю.А.</i> Использование профилированных роликов для регулирования плоскостности прокатываемых поло с	48
Технология обработки материалов	52
<i>Кургузов С.А., Сидоренко В.В., Волков А.А., Кургузов В.А.</i> Формирование остаточных напряжений в поверхности закаленного стального инструмента при выглаживании.....	52
<i>Сергеев С.В., Некрутов В.Г.</i> Совершенствование процесса безразмерной обработки деталей в свободных абразивных средах.....	55
Материаловедение и термическая обработка металлов	58
<i>Казанцев А.Г., Зубченко А.С., Харина И.Л., Григорьев В.А., Жуков Р.Ю., Петрова О.Ю.</i> Прогнозирование склонности стали 10ГН2МФА к замедленному деформационному коррозионному растрескиванию в высокотемпературной воде	58
Наноматериалы и нанотехнологии	65
<i>Камалов А.М.</i> Методы оценки стоимости инновационно активных компаний	65
Стандартизация, сертификация и управление качеством	69
<i>Носов А.Д.</i> Моделирование сквозных технологий на основе нечетких отображений.....	69
<i>Салганик В.М., Песин А.М., Бережная Г.А., Тимошенко В.И., Тарасов В.А.</i> Разработка системы сбалансированных показателей в области качества с учетом ограничивающих факторов	72
<i>Корчунов А.Г.</i> Моделирование трансформации показателей качества металлических изделий в процессах обработки	76
Моделирование металлургических процессов	79
<i>Еникеев Ф.У., Рыжков В.Г., Иванцов А.Б., Усанов М.Ю.</i> Разработка методики экспресс-выбора и идентификации определяющих соотношений при практических расчетах	79
Транспорт. Дорожное хозяйство. Организация перевозок	84
<i>Кубатбек Муктарбек уулу</i> Анализ и синтез пофазного проезда перекрестка на центральных улицах города Бишкек	84
Управление состоянием массива горных пород	88
<i>Хлусов А.Е.</i> К расчету несущей способности сталеполимерного анкера	88
Экономика, управление и рынок продукции	92
<i>Бобровский В.А.</i> Методика прогнозирования выручки с помощью авторегрессионной модели	92
Рефераты	95
Reports	98
Сведения об авторах	101
The information about the authors	103

CONTENT

Exploitation of mineral resources	5
<i>Gabitov R.M., Gavrishev S.E., Bondareva A.R., Kuznetsova T.S., Litvinov A.M.</i> The impact of the mining exploitation conditions of the steeply-dipping deposits on the internal dumps in the borrow pit debugging and reconstruction.	5
<i>Gorbatova E.A., Emelyanenko E.A.</i> Mineralogical as well as structural and textured properties of the sulfur ores at Uchalinsky deposit which influence the processes of the physicochemical geotechnology.	10
<i>Kislyakov V.E., Nikitin A.V.</i> Systematization of methods of the loamy sand softening in the gravel deposit exploitation.	13
<i>Aglukov H.I., Lavrik B.D., Bakilov U.A.</i> The hydraulic laying in Kzekkazgansky mining and metallurgical plant (KMMP).	16
<i>Kalmykov V.N., Pergament V.K., Neugomonov S.S.</i> Characteristic calculation of fractured ore break through the deep-hole charges in the support systems with solid stowing.	22
Processing and utilization technologies of formations and waste	25
<i>Panychev A.A., Nikonova A.P.</i> Research of calcium carbonate extraction from dumps to produce cement.	25
Foundry engineering	30
<i>Vdovin K.N., Yachikov I.M., Antonov M.V., Tsybrov S.V., Avdienko A.V.</i> The technology of spun casting of forming rolls using outdoor chills.	30
<i>Vdovin K.N., Davydov A.V.</i> Production and operation quality of the forming rolls according to the standard principles of ISO 9000 series.	32
<i>Masalsky A.S., Ushakov S.N., Melnichuk E.A., Selivanov V.N., Boyarintsev D.A., Ponamareva T.B.</i> The peculiarities of metal induration of various chemical composition in the crystallizer of the slab continuous casting machine.	34
<i>Alexeev L.V., Stolyarov A.M., Bigeev V.A., Malofeev A.E.</i> Element analysis in the semi-product melting in the super-power arc steel-making furnace with a different rate of hot metal consumption.....	38
<i>Chaikin A.V., Volnov I.N., Chaikin V.A.</i> Analysis of the cast iron modification using the methods of mathematical statistics and modeling.	41
Metal forming	46
<i>Zhelezkov O.S., Gatina F.F., Chuyko E.Y., Zhelezkov S.O.</i> The criteria of the minimal deformation irregularity to assess the metal forming efficiency.	46
<i>Belsky S.M., Mukhin Y.A.</i> Profiled rolls to adjust flatness of the rolled strip.....	48
Metal working technologies	52
<i>Kurguzov S.A., Sidorenko V.V., Volkov A.A., Kurguzov V.A.</i> Residual voltages in the surface of the hard steel instrument in smoothening.	52
<i>Sergeev S.V., Nekrutov V.G.</i> Enhancement of the nondimensional part machining in the loose abrasive medium.	55
Material science and thermal metal treatment	58
<i>Kazantsev A.G., Zubchenko A.S., Kharina I.L., Grigoryev V.A., Zhukov R.Y., Petrova O.Y.</i> Prediction of 10 GH2MFA steel inclination to slow deformation corrosive cracking in the high temperature water.	58
Nanomaterials and nanotechnologies	65
<i>Kamalov A.M.</i> Cost assessment methods of innovation active companies.	65
Standardization, certification and quality control	69
<i>Nosov A.D.</i> Major technology modeling on basis of fuzzy reflections.	69
<i>Salganik V.M., Pesin A.M., Berezhnaya G.A., Timoshenko V.I., Tarasov V.A.</i> System of the balanced parameters in quality with limiting factors.....	72
<i>Korchunov A.G.</i> Transformation modeling of the quality parameters of metal production in the treatment processes.	76
Modeling of metallurgical processes	79
<i>Yeniseev F.U., Ryzhkov V.G., Ivantsov A.B., Usanov M.Y.</i> Express-selection method and identification of the determinative correlations in the practical calculations.....	79
Transport. Road Economy. Transit	84
<i>Kubatbek Muktarbek Uulu.</i> Analysis and synthesis of the crossing phase pass in the center of Bishkek.	84
Mining massif management	88
<i>Khlosov A.E.</i> The calculation of bearing capacity of the steel polymeric anchor.	88
Economics, management and production market	92
<i>Bobrovsky V.A.</i> Revenue forecasting using the autoregressive model.	92
Рефераты	95
Reports	98
Сведения об авторах	99
The information about the authors	101

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.271.3

Габитов Р.М., Гавришев С.Е., Бондарева А.Р., Кузнецова Т.С., Литвинов А.М.

ВЛИЯНИЕ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ФОРМИРОВАНИЕ ВНУТРЕННИХ ОТВАЛОВ ПРИ ДОРАБОТКЕ И РЕКОНСТРУКЦИИ КАРЬЕРОВ

Добыча полезных ископаемых открытым способом сопровождается выемкой значительных объемов вскрышных пород. При разработке крутопадающих месторождений основные объемы пород обычно размещаются на внешних отвалах, за пределами карьерного поля, и требуют отчуждения для них земельных площадей достаточно больших размеров.

Создание внутренних отвалов в отработанной части карьерного поля в некоторой степени позволяет решить проблему снижения землеемкости открытых горных работ. Возможность же складирования вмещающих пород в пределах отработанной части карьеров не всегда учитывается при проектировании разработки крутопадающих месторождений.

Вероятность эффективного складирования пород в карьере может увеличиться в том случае, когда режим горных работ в карьере взаимосвязан с процессом отвалообразования и горнотехническими условиями разработки месторождения (форма, размеры рудного тела, параметры карьера, вскрытие, система разработки и др.).

Влияние этих факторов можно рассмотреть на примере реконструкции карьера «Малый Куйбас» ОАО ММК в период с 2000 по 2018 гг., разрабатывающего месторождение магнетитовых руд глубинного типа.

Магнетитовые руды залегают в раздробленных и метаморфизованных вулканических и осадочных породах в форме неправильных, преимущественно линзообразных тел. Рудоносная зона магнетитовых руд имеет длину около 2,5 км при ширине 150–400 м, прослеживается до глубины 1200 м.

Условно зона магнетитовых руд разделяется на 4 части: северную, центральную, южную, юго-восточную.

Наибольшее количество рудных тел и запасов сосредоточено в центральной (57 тел) и южной (61 тело) частях. Длина по простиранию – 540 м, по падению – 300 м. Мощность рудных тел достигает 50 м, составляя в среднем 20 м для крупных тел и 12–15 м – для мелких тел. Падение рудных зон крутое на запад под углом 50–80°.

Валунчатые марититовые руды охватывают западный, северный и восточный склоны горы Малый Куйбас. Они образуют два горизонта: четвертичный и неогеновый.

Четвертичные валунчатые руды самостоятельного

значения не имеют. Среди неогеновых россыпей выделяются 8 рудных тел. Форма тел пластовая или линзообразная, длина по простиранию изменяется от 200 до 300 м, ширина 50–80 м, мощность от 1,0 до 24 (в среднем 7 м), глубина залегания – от 0 до 45 м (в среднем 13 м).

Нами, при проведении анализа влияния горнотехнических условий на эффективность формирования внутренних отвалов, рудные зоны условно разделены на 2 участка – Южный и Северный (рис. 1) и на северо-востоке выделена зона валунчатых марититовых руд и обозначена как Малый Северный участок.

Горные работы в карьере ведутся с 1973 года. Месторождение вскрыто внутренними траншеями, заложенными на юго-западном, западном, северном и восточном бортах. На начало 2000 года глубина карьера в его южной части составляла 120–140 м, в северной – 100–110 м (см. рис. 1), производительность по руде – 1,7 млн т/год, по вскрыше – 5,4 млн м³/год. Комплекс оборудования представлен буровыми станками СБШ-250МН, экскаваторами ЭКГ-5А, автосамосвалами БелАЗ-548.

После проведения дополнительных геологоразведочных работ и полученного прироста запасов полезного ископаемого в 1999 году институтом «Уралгипроруда» был разработан проект реконструкции карьера, предусматривающий увеличение глубины разработки на Северном участке до отметки гор.+190 м, а глубина Южного участка оставалась неизменной – отметка гор.+220 м (см. рис. 1). Расширение границ карьера позволяло вовлечь в разработку дополнительные объемы руды, которые, в основном, сосредоточены в северной части месторождения.

К началу работ (2000 г.) по проекту реконструкции карьера на его Южном участке объем запасов магнетитовых руд составлял 3179 тыс. м³, вскрышных пород и строительного камня – 27930,2 тыс. м³, на Северном участке 6164,7 и 68205,1 тыс. м³ соответственно, т.е. наибольший объем вскрышных работ (более 60 млн м³) предстояло произвести на Северном участке. По этому участку эксплуатационный коэффициент вскрыши составит 3,1 м³/т, на Южном – 2,61 м³/т. На момент завершения горных работ производительность карьера по руде должна увеличиться с 1,7 до 2,5 млн т руды в год, протяженность карьера по

верху должна быть равна 2300 м, а ширина – 560 м.

Отработку месторождения по проекту рекомендуется вести сразу по всей площади карьерного поля на всех 3-х участках рудной зоны. При этом система разработки, технология и механизация производственных процессов практически не меняются, объемы вскрыши увеличиваются до 8,0 млн м³/год, период работы по добыче руды производительностью 2,5 млн т/год сохраняется в течение всего 3-х лет (рис. 2, а). В связи с этим возникает необходимость решения задач по изысканию рациональных показателей системы разработки, вскрытия и направления развития горных работ, которые позволило бы увеличить период стабильной производительности по руде, стабильной величины эксплуатационного коэффициента вскрыши, разместить максимально возможный объем вскрыши внутри карьера и тем самым уменьшить грузопоток на внешние отвалы и затраты на транспортировку пород.

Анализ вариантов порядка отработки месторождения

С целью решения этих задач были выполнены расчетно-графические работы по изысканию рационального порядка отработки участков месторождения (Южного и Северного) при различных горнотехнических усло-

виях доработки месторождения. Порядок отработки месторождения с разделением на участки и этапы существенно влияет на эффективность возведения внутренних отвалов и наиболее целесообразно производить при разработке группы смежных залежей одним карьером. В этих условиях появляется возможность обрабатывать отдельные участки в такой последовательности, что обеспечивалась бы предусмотренная заданием производственная мощность предприятия. Так, по мере отработки одного из участков в разработку вовлекается другой, компенсирующий выбывающую мощность и дающий возможность использовать выработанное пространство первого из отработанных участков карьера для отвалообразования.

Выбор порядка отработки месторождения решается методом вариантов на основе анализа режима горных работ. В качестве одного из критериев оценки эффективности можно принять максимальный объем вскрышных пород, размещенных внутри карьерного пространства. На величину объема оказывают влияние, кроме порядка отработки, скорость углубки, ширина рабочей площадки, способы вскрытия и подготовки рабочих горизонтов, производительность карьера по руде.

Были рассмотрены варианты с производительностью карьера 2,0 и 2,5 млн т/год при различных скоростях углубки (15 и 20 м/год) и разной ширине рабочих площадок.

Учитывая, что реконструируемый карьер имеет вытянутую в плане форму, а месторождение представлено, в основном, двумя рудными зонами – Южным и Северным участками, были проанализированы три варианта развития карьерного поля:

I – проектный – одновременная разработка Южного и Северного участков с одинаковой скоростью углубки;

II – поэтапная (последовательная) – вначале обрабатывается Южный, а затем Северный, имеющий меньшую глубину участка;

III – одновременная, но с различной интенсивностью, отработка Южного максимально возможной скоростью углубки и Северного – минимально допустимой.

При I проектном варианте горные работы ведутся одновременно с одинаковой интенсивностью углубки. В этом случае возможна отработка месторождения широкими площадками, малой скоростью углубки, невысокими скоростями продвижения фронта работ. Недостатком этого вари-

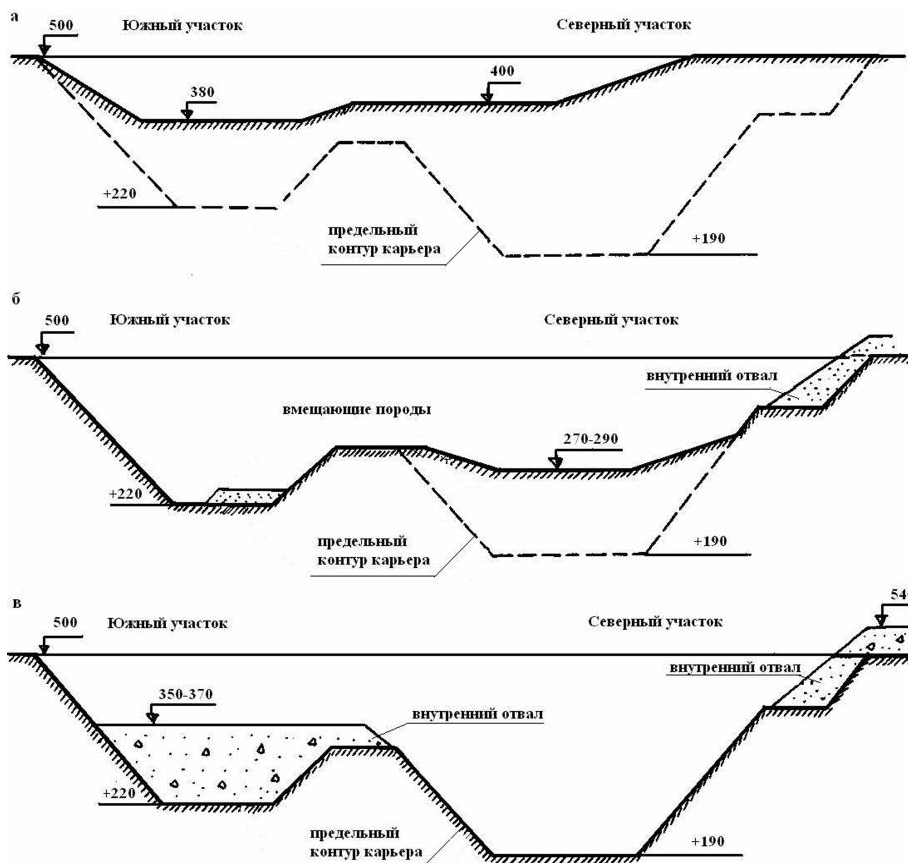


Рис. 1. Схема отработки месторождения с разделением его на участки: а – продольный разрез карьера на начало реконструкции; б – продольный разрез карьера на момент завершения добычных работ на Южном участке; в – продольный разрез карьера и внутренних отвалов на конец отработки месторождения

анта, как показал анализ режима формирования карьерного пространства, является довольно высокий текущий коэффициент вскрыши – от 3,2 до 5,3 м³/т и небольшой объем вскрышных пород (3,0 млн м³), отсыпаемых в отработанное пространство Южного участка.

Последовательная отработка участков (II вариант) требует высокой интенсивности производства горных работ на каждом участке для достижения необходимой (директивной) мощности 2,5 млн т руды в год. Но проведенные исследования показали, что для выполнения этой задачи необходимо, чтобы ширина рабочих площадок была минимальной, около 30 м, а скорость углубки – свыше 25 м/год. При таких горнотехнических условиях (форма и размеры карьера, мощность залежей, ширина рабочей площадки, скорость углубки и др.) доработка месторождения с производительностью 2,5 млн т руды в год практически не осуществима.

В случае же обоснования производительности карьера по горным возможностям одного из участков поэтапная последовательная отработка могла бы быть самой эффективной, так как вскрышные породы участка, который обрабатывался бы в последнюю очередь, можно было почти полностью разместить в отработанном пространстве первого участка. Так, для условий карьера «Малый Куйбас» производительность по горным возможностям Южного участка может быть равной 1,2–1,5 млн т/год. Тогда породы Северного участка, в объеме более 60 млн м³, были бы размещены в пределах отработанного Южного участка карьера.

III вариант первоочередной разработки Южного участка с постепенным вводом мощности Северного участка для условий карьера «Малый Куйбас» является наиболее предпочтительным. Эта схема предусматривает интенсивную отработку Южного участка со скоростью углубки 15–20 м/год, а на Северном участке горные работы ведутся с той степенью интенсивности, которая необходима для достижения проектной (директивной) мощности 2,5 млн т/год. Здесь, на Северном участке, расчетные скорости углубки могут изменяться от 3–5 м/год в начальные периоды доработки, до 20–23 м/год – в конце.

Этот вариант является наиболее приемлемым еще по следующим причинам:

- к моменту реконструкции карьера максимальное понижение горных работ достигнуто на Южном участке (см. рис. 1, а);

- контуры карьера в пределах этого участка практически не требуют расширения (рис. 3, а);

- сравнение оставшихся объемов вскрыши (28,7 млн м³ на Южном и 64,6 млн м³ на Северном) позволяет сделать вывод о целесообразности первоочередной отработки Южного участка и формирования здесь внутреннего отвала.

То есть вариант одновременной, но с различной интенсивностью отработки участков месторождения (Южный обрабатывается интенсивнее, чем Северный) позволяет достичь максимально возможных объемов вскрыши, размещаемых внутри карьерного пространства при реконструкции карьера «Малый Куйбас», и является наиболее рациональным.

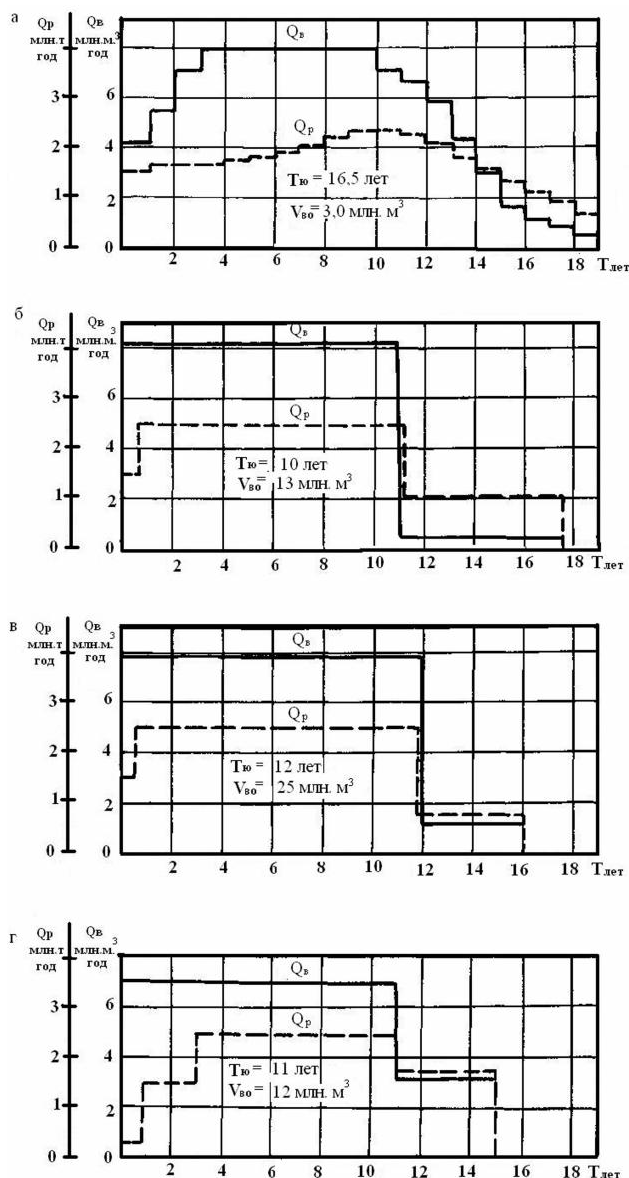


Рис. 2. Календарные планы производства вскрышных и добычных работ при различных вариантах отработки месторождения ($h_{\text{угл}} = 17,0$ м/год) – скорость углубки: а – проектный порядок отработки ($T_{\text{ю}} = 16$ лет – время отработки Южного участка, $V_{\text{во}} = 3$ млн м³ – объем внутреннего отвала); б – проектный контур и схема вскрытия, интенсивная отработка Южного участка ($T_{\text{ю}} = 10$ лет, $V_{\text{во}} = 13$ млн м³); в – проектный контур и измененная схема вскрытия, интенсивная отработка Южного участка ($T_{\text{ю}} = 12$ лет, $V_{\text{во}} = 25$ млн м³); г – измененный контур и схема вскрытия карьера, интенсивная отработка Южного участка ($T_{\text{ю}} = 11$ лет, $V_{\text{во}} = 12$ млн м³)

Способ подготовки рабочих горизонтов, влияние параметров показателей системы разработки

Для выбора рационального способа подготовки рабочих горизонтов, определения параметров и показателей систем разработки были рассмотрены варианты с

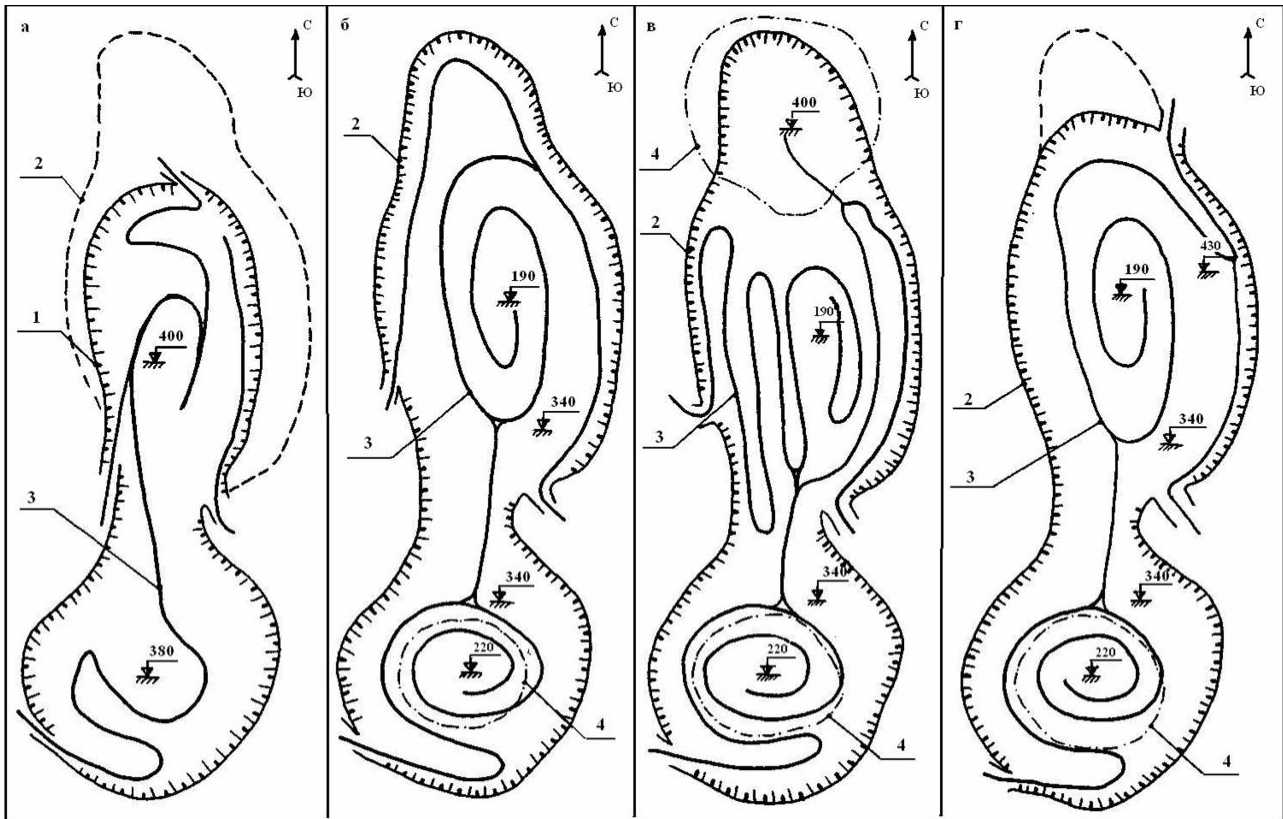


Рис. 3. Варианты вскрытия месторождения «Малый Куйбас»:

а – по проекту 1973 года на начало реконструкции; б – по проекту 1999 года и с организацией внутреннего отвала; в и г – варианты вскрытия при одновременной отработке участков карьера и с организацией внутренних отвалов на севере и юге карьера; 1, 2 – контуры карьера соответственно по проекту 1973 и 1999 годов; 3 – схема трассы вскрытия; 4 – контуры внутренних отвалов

продольным, поперечным развитием фронта горных работ и вскрытием со стационарными съездами, а также способ подготовки временными съездами и разрезными котлованами для случая одновременной, но с различной интенсивностью порядка отработки участков.

Как показал проведенный горно-геометрический анализ развития карьерного пространства, последний способ подготовки рабочих горизонтов является наиболее рациональным, так как способствует более равномерному, с постоянным коэффициентом вскрыши, распределению объемов вмещающих пород и руды в течение более длительного периода времени. Так, при скорости углубки Южного участка 17 м/год и ширине рабочей площадки 30 м срок службы карьера составит 17,5 лет (рис. 2, б). Из них в течение 10 лет может добыться руда в требуемых объемах – 2,5 млн т/год, а производительность по вскрыше в этот период составит 8,4 млн м³/год. В последующие 6 лет работы карьера производительность по руде снижается до 1,0 млн т/год. Южный участок карьера отработывается через 11 лет после начала реконструкции и в течение 6,5 лет может производиться отсыпка пород во внутренние отвалы. В это время глубина Северного участка достигнет 230 м. Емкость внутреннего отвала составит 13,6 млн м³.

Иные результаты наблюдаются при производстве горных работ с другими скоростями углубки и разме-

рами рабочей площадки (табл. 1).

При предполагаемой скорости углубки дна Южного участка 20 и 25 м/год срок службы карьера уменьшится соответственно до 16,5 и 14,5 лет, периоды стабильной производительности по руде в 2,5 млн т/год составят 8,8 и 13,5 лет, а объемы внутреннего отвала увеличатся соответственно на 44 и на 200%. Увеличение скорости углубки на Южном участке уменьшает срок его отработки, и формирование внутреннего отвала может начаться раньше, чем это было бы при малых скоростях понижения горных работ. Кроме того, при увеличении скорости углубки производительность участка по руде повышается и, значит, менее интенсивно отработывается Северный участок, руда которого требуется для компенсации недостающей части заданной производительности. И количество пород, складированных во внутренний отвал, будет увеличиваться. Влияние ширины рабочей площадки на емкость отвала не столь велико по сравнению со скоростью углубки. Для условий отработки месторождения «Малый Куйбас» увеличение ширины на 10 м снижает емкость отвала на 8%. Наибольшей величине объема внутреннего отвала соответствуют ширина площадки 30 м и скорость углубки 25 м/год (см. табл. 1).

Увеличение скорости углубки ведет и к уменьшению текущего коэффициента вскрыши на первом эта-

Таблица 1

Влияние скорости углубки и ширины рабочей площадки на объем внутреннего отвала

Скорость углубки, м/год	Ширина рабочей площадки, м		
	30	40	50
	Объем внутреннего отвала, млн м ³		
17,0	13,6	12,4	11,2
20,0	19,6	18,0	16,4
25,0	40,8	38,0	35,2

Таблица 2

Влияние скорости понижения горных работ и ширины рабочей площадки на текущий коэффициент вскрыши

Ширина рабочей площадки, м	Скорость углубки, м/год		
	17	20	25
	Текущий коэффициент вскрыши, м ³ /т		
30,0	3,36	3,28	3,12
40,0	3,60	3,44	3,20
50,0	3,84	3,64	3,28

пе отработки (табл. 2). Объясняется это тем, что темп работ на Южном участке при увеличении скорости удовлетворяет требованиям по производительности, и Северный участок практически не вовлекается в работу, а общий эксплуатационный коэффициент вскрыши на Южном участке меньше, чем на Северном.

Из табл. 2 видно, что текущий коэффициент вскрыши с уменьшением ширины рабочей площадки уменьшается, так как вскрыша относится на более поздний период.

Таким образом, из рассмотренного примера отработки месторождения следует, что из ряда анализируемых параметров и показателей системы разработки наиболее эффективным является сочетание величин ширины рабочей площадки и скорости углубки, равные соответственно 30 м и 25 м/год, при этом максимально возможный объем внутреннего отвала может составить 40,8 млн м³.

Влияние способа вскрытия

Создать дополнительное пространство для размещения вскрышных пород в пределах карьерного поля позволяет использование еще одного участка, который следует обработать в первую очередь или параллельно с Южным участком. Это торцевая часть Северного участка карьера. Здесь после выемки запасов полезного ископаемого, где сосредоточенно порядка 3 млн м³ валунчатых маргитовых руд (извлекаемые руды можно разместить во временных отвалах с тем, чтобы в дальнейшем использовать при производстве концентратов), а освободившуюся же площадь можно использовать под отвал. Но по проектной схеме вскрытия организация отвала здесь невозможна, так как по борту проходит стационарная трасса,

(рис. 3, б). Поэтому, чтобы производить отсыпку отвала, необходимо изменить схему вскрытия. Один из возможных вариантов вскрытия показан на рис. 3, в. При отработке по такой схеме объем пород, размещаемых в торце карьера, составит 12 млн м³ при скорости углубки Южного участка 17,0 м/год, а общий объем отвальных пород, включая объем Южного участка карьера – 25 млн м³ (рис. 2, в).

Изменение схемы вскрытия и режима отработки не повлияло на распределение объемов руды и вскрыши в наклонных слоях, а на Северном – распределение стало более равномерным и исчезли пиковые объемы вскрыши.

Календарный план работы карьера (рис. 2, в) по этому варианту имеет следующие характеристики:

- срок отработки карьера – 16 лет;
- производительность по вскрыше в I этапе – 8,0 млн м³, по руде – 2,5 млн т, продолжительность этапа – 12 лет;
- производительность по вскрыше во II этапе – 1,1 млн м³, по руде – 0,8 млн т, продолжительность этапа – 4 года.

На рис. 3, г и 2, г показаны схемы вскрытия, календарный план горных работ при измененных контурах Северного участка. В случае исключения из отработки запасов валунчатых руд в торце Северного участка, принятое в связи с невозможностью их обогащения в условиях ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», потребуется изменение параметров карьера и схемы вскрытия с заложением въездной траншеи в северной части карьера.

Для этого варианта также был выполнен горно-геометрический анализ при ширине рабочей площадки 30 м, скоростях углубки 17, 20 и 25 м/год. Показатели работы карьера (см. рис. 2, г) при скорости углубки 17 м/год:

- срок службы карьера – 15 лет;
- срок отработки Южного участка – 11 лет;
- производительность карьера по вскрыше – 7,1 млн м³ и по руде – 2,5 млн т;
- объем внутреннего отвала – 12 млн м³.

Полученные данные влияния способов вскрытия, порядка отработки месторождения, показателей и параметров системы разработки свидетельствуют о необходимости решения вопросов размещения вскрышных пород во взаимосвязи с режимом формирования карьерного пространства. То есть проектирование горных работ в карьере должно производиться совместно с решением задач размещения пород вскрыши. В целом, в зависимости от режима формирования карьерного пространства емкость внутренних отвалов в условиях реконструкции карьера «Малый Куйбас» может иметь значения от 3,0 до 40 млн м³, что, в свою очередь, позволяет снизить землеемкость отвалов в среднем на 60–80 га, грузооборот – на (100–300)·10⁶ т км.

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ И СТРУКТУРНО-ТЕКСТУРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ КОЛЧЕДАННЫХ РУД УЧАЛИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПРОЦЕССЫ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

Проведены исследования, направленные на освоение месторождений с применением физико-химической геотехнологии, предполагающей предварительное выщелачивание ценных компонентов и последующее осаждение выделенных ионов меди и цинка на геохимическом барьере, локализованном в объеме рудного массива. Применение данной физико-химической технологии для освоения забалансовых запасов месторождений требует классификации рудных тел на донорские, предназначенные для выщелачивания меди, и обогащаемые, на которых происходит переосаждение ценных компонентов. Основанием для такой классификации являются минералогические и структурно-текстурные характеристики рудных тел.

Основные минералогические особенности руд, их технологические характеристики, удовлетворяющие требованиям и условиям применения физико-химической геотехнологии, были исследованы на примере Учалинского колчеданного месторождения.

Учалинское месторождение расположено в пределах крупной складчатой структуры, приуроченной к северному участку Учалинского рудного района. Крутопадающая рудная залежь месторождения локализована на западном крыле Мало-Учалинской антиклинальной складки, сложенной вулканогенными толщами карамалыташской свиты.

Колчеданная залежь находится в кровле второй толщи кислых вулканитов карамалыташской свиты и перекрыта диабазовыми, базальтовыми и андезитобазальтовыми порфиридами третьей толщи карамалыташской свиты, содержащей рудокласты и прослои колчеданных руд [1].

Рудная залежь по распределению минеральных ассоциаций и структурно-текстурных особенностей обладает отчетливой ассиметричной зональностью; от

лежащего бока к висячему расположены следующие типы руд: 1) прожилково-вкрапленные халькопирит-пиритовые; 2) слоистые пиритовые; 3) равномерно-зернистые халькопирит-пиритовые; 4) неравномерно-зернистые и тонкополосчатые халькопирит-сфалерит-пиритовые; 5) колломорфные, слоистые и брекчиевидные халькопирит-сфалерит-пиритовые и сфалерит-пиритовые с галенитом; 6) кластические халькопирит-пиритовые и пиритовые. Параллельно происходит усложнение состава руд за счет увеличения роли галенита в верхних частях колчеданных тел [2].

Ассиметричное строение рудной залежи осложнено проявлением латеральной зональности, состоящей в увеличении объема поздних минеральных ассоциаций не только в висячем боку, но и на флангах и в местах выклинивания рудных тел.

Минеральный состав медно-колчеданных руд залежи в целом типичен для месторождений Урала. Основную массу руд слагают пирит, сфалерит и халькопирит. В подчиненном количестве встречаются блеклые руды, галенит, магнетит, гематит. Из нерудных минералов в наибольшем количестве присутствуют кварц, барит, карбонаты, серициты и хлориты. Нерудные гипогенные минералы составляют 6–7%.

Гипергенные минералы наблюдаются в незначительных количествах. Повсеместно отмечается присутствие водных сульфатов железа и меди, концентрация которых достигает максимального значения $\approx 3\%$ от объема руды осенью и весной.

Пирит является широко распространенным рудным минералом, среднее содержание в рудах примерно 80%.

В сплошных колчеданных рудах слагается минеральный фон. Выделяется в следующих формах:

1) тонко- или мелкозернистые агрегаты с аллотриоморфными очертаниями, пирит в них встречается в тес-

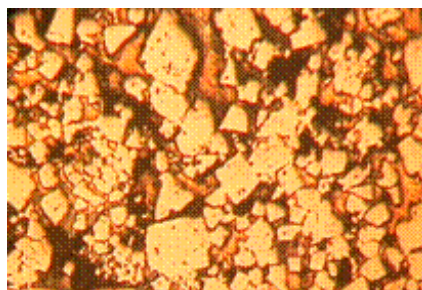


Рис. 1. Идиоморфнобластические выделения пирита (светлое) в халькопиритовом поле (желтое)



Рис. 2. Пирит (светлое) неправильной формой с изъеденной внутренней частью и зазубренными краями в халькопирите (желтое)

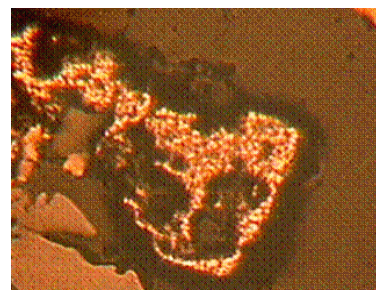


Рис. 3. Вкрапленник пирита (светлое) в силикатной массе (серое)

ных взаимопрорастаниях с халькопиритом и сфалеритом;

2) идиоморфнобластические выделения с хорошей кристаллографической огранкой с чёткими границам (рис. 1);

3) зерна неправильной формы с изъеденной внутренней частью и зазубренными краями (рис. 2).

Размеры агрегатов пирита изменяются от скрытокристаллических до грубозернистых (более 1 см).

Во вкрапленных рудах пирит образует отдельные зерна (рис. 3), а также зернистые скопления.

Халькопирит – второй по распространённости рудный минерал на Учалинском медно-колчеданном месторождении. Это главный медьсодержащий минерал. Среднее содержание халькопирита в руде составляет от долей до 2%. Размеры зёрен халькопирита изменяются от 0,0001 до 1 мм и более. Форма его выделений зависит от ассоциации с пиритом. Чаще всего халькопирит заполняет разветвляющиеся трещинки, расположенные вдоль границ зёрен пирита, иногда отлагается в серии мелких параллельных трещин. Халькопирит встречается в тесных прорастаниях со сфалеритом. Граница между минералами бывает как четкой, ровной (рис. 4), так и неровной, бухтообразной (рис. 5), что затрудняет их разделение.

Сфалерит относится к числу главных рудообразующих минералов. Он является единственной минеральной формой нахождения цинка в исследованной руде. Сфалерит характеризуется неравномерностью распределения. Содержание варьирует от 0,1 до 1%. Сфалерит ассоциируется с пиритом, халькопиритом и другими рудными и нерудными минералами в виде включений. Также встречается в виде рассредоточенной и гнездовой вкрапленности, прожилков, гнейсовидных выделений.

Закономерности распределения структур и текстур руд вкост простирания залежи рассмотрены на примере 1 профиля (рис. 6), пройденного через северный раздв месторождения по 156 горизонту [3].

I. Текстуры седиментационной и диагенетической стадий формирования:

- 1 – колломорфные;
- 2 – мелкозернистые;
- 3 – среднезернистые;
- 4 – тонкополосчатые;
- 5 – слоистые;
- 6 – брекчиевидные;
- 7 – прожилки халькопиритовые: а – редкие, б – густые;
- 8 – вкрапленность халькопирита: а – редкая, б – густая;
- 9 – гнезда сфалерита: а – редкие, б – густые.

II. Текстуры постдиагенетической стадии:

- 10 – рудокласты;
- 11 – брекчиевые, сцементированные сфалеритом.

III. Пострудные текстуры:

- 12 – баритполисульфидные прожилки.

IV. Структуры:

- 13 – гипидиоморфнозернистые;
- 14 – аллотриоморфнозернистые.

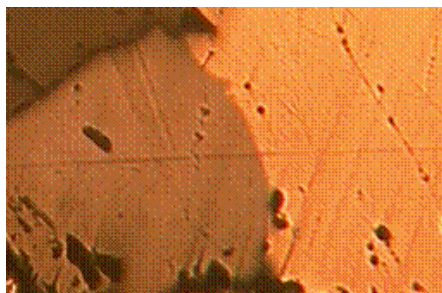


Рис. 4. Ровная граница между зёрнами халькопирита (желтое) и сфалерита (серое)

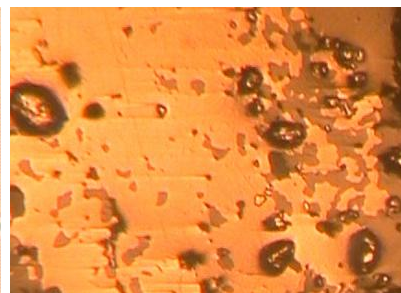
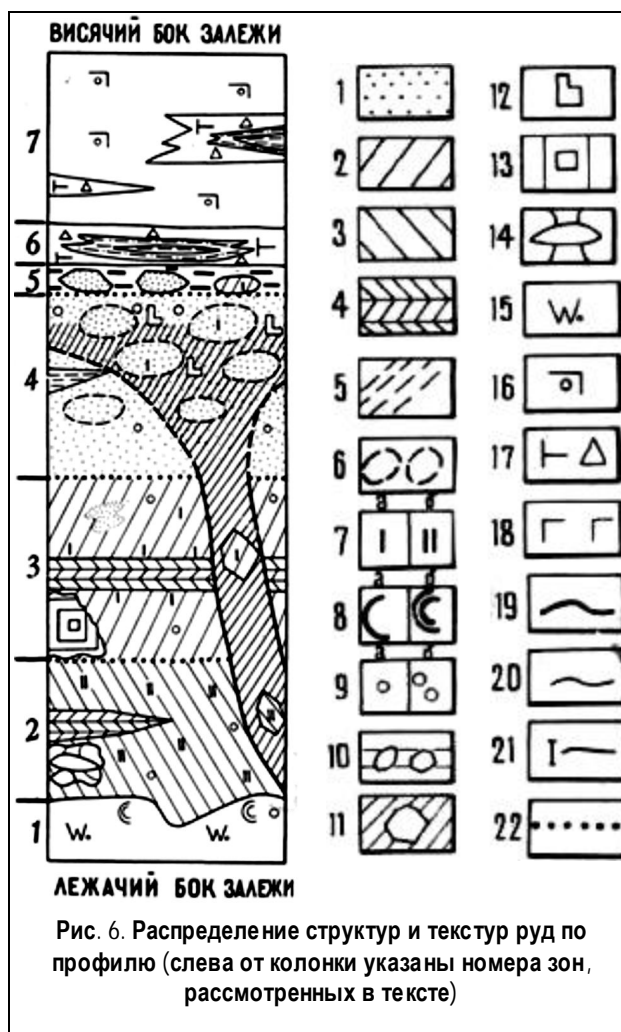


Рис. 5. Неровные зазубренные границы между полев халькопирита (желтое) и сфалерита (серое)



V. Породы:

- 15 – хлорит-серицит-кварцевые метасоматиты;
- 16 – туфы и лавы базальтовых порфиритов;
- 17 – вулканомиктовые породы;
- 18 – габбро-диоритовые порфириты.

VI.

- 19 – границы зон, контролировавших поступление цинксодержащих растворов;
- 20 – граница пород;
- 21 – профили отбора проб;
- 22 – граница минеральных типов руд.

Из рис. 6 видно, что в основании залежи развиты прожилково-вкрапленные руды в хлорит-серицит-кварцевых метасоматитах (Зона 1). Сульфиды железа и меди в этих рудах встречаются в виде рассеянной вкрапленности, гнездовых скоплениях и прожилков.

В подошве сплошные руды имеют равномерно-зернистое строение (Зона 2). Руды данной зоны характеризуются массивной текстурой и представляют собой сплошные тонко- или мелкозернистые агрегаты пирита с аллотриформными очертаниями. Характерной особенностью агрегатов пирита является их интенсивная трещиноватость и пористость. Размер пустот и пор варьирует от первых микрон до 0,2–0,3 мм в поперечном сечении, их морфология не постоянна. Агрегаты пирита пронизаны серией мелких параллельных или разветвляющихся трещин, нарушающих сплошность руды. Полости трещин, пор и межзерновые пространства часто выполнены халькопиритом, сфалеритом и кварцем, а в зоне гипергенеза ковеллином. В таких рудах халькопирит является основным продуктивным минералом, а сфалерит встречается в подчиненном количестве.

Среди равномерно-зернистой основной массы руд встречаются реликты тонкополосчатых текстур, представленные чередованием полос мелкозернистого и тонкозернистого пирита. Пирит находится в тесных взаимоотношениях с халькопиритом и сфалеритом.

Вверх по разрезу прослеживаются руды неравномерно-зернистого строения (Зона 3). Отличительной их особенностью является значительная вариация размеров зерен пирита от 0,1 до 3 мм. Среди неравномерно-зернистых руд широкое распространение имеют тонкополосчатые текстуры. Встречаются реликты колломорфных текстур.

Руды колломорфного строения сменяют неравномерно-зернистые руды, завершая разрез сплошных руд залежи (Зона 4). Руды колломорфного строения сложены минеральными агрегатами сферической формы, в которых наблюдается тонкое срастание рудообразующих минералов друг с другом, и затрудняет их последующее разделение. Обилие пор, концентрических трещин усыхания и дробления способствует высокой сорбционной способности агрегатов. Струк-

туры таких агрегатов зернистые и коллоидные.

Среди колломорфных руд широко распространены брекчиевидные халькопирит-пиритовые руды, характеризующиеся тем, что структурный рисунок усложнен за счёт взаимопрорастаний сульфидов различной толщины, а цементирующая масса имеет мелкообломочное строение, связанное с гнездовыми скоплениями пирита, халькопирита и сфалерита.

К зонам колломорфно-брекчиевидных руд приурочены богатые медно-цинковые и цинковые руды, которые содержат основные количества сфалерита залежи.

Кластогенные руды сменяют сплошные колломорфные руды, завершая колонку рудной залежи (Зона 5). Рудокласты представлены слабокатанными обломками колломорфных и неравномерно-зернистых руд серно-колчеданного и медно-колчеданного состава. Цементом рудных обособлений служит пелитовый материал.

Рудокласты в основной своей массе залегают в подошве слоистого вулканомиктового горизонта. В вулканомиктовом горизонте стратиграфически выше рудокластов расположены слоистые руды (Зона 6). Они приурочены к прослоям пелитового материала. В их строении принимает участие тонкозернистый сульфидный материал медно-цинкового состава с галенитом.

Горизонт вулканомиктовых отложений, содержащий прослои рудокластов и слоистых руд, перекрыт основными эффузивами (Зона 7).

Исследования минералогических и структурно-текстурных особенностей медно-колчеданных руд указывают на достаточную трещиноватость слагающих их минералов, а следовательно, на возможность активной массопередачи ионов меди и цинка из руд непрямошленного значения в продуктивные выщелачивающие растворы, которые затем направляются на орошение бедных медно-колчеданных руд для последующего осаждения ионов меди и цинка на геохимическом барьере. Проведение подобной геохимической подготовки забалансовых медно-колчеданных руд путем повышения содержания в них меди до промышленного значения позволит в дальнейшем производить промышленную разработку подобных месторождений.

Список литературы

1. Масленников В.В. Седиментогенез, гальмиролиз и экология колчеданосных палеогидротермальных полей (на примере Южного Урала). Миасс: Геотур, 1999. 348 с.
2. Масленников В.В. Литогенез и колчеданообразование. Миасс: ИМин УрОРАН, 2006. 384 с.
3. Минеральные ресурсы Учалинского горно-обогатительного комбината / И.Б. Серавкин, П.И. Пирожок, В.Н. Скуратов и др. Уфа: Башк. кн. изд-во, 1994. 328 с.

List of literature

1. Maslennikov V.V. Sedimentogenesis, halmyrolysis and ecology of the sulphur hydrothermal fields (by example of South Ural). Miass: Geotour, 1999. 348 p.
2. Maslennikov V.V. Lithogenesis and sulfur formation. Miass: IMin UrO Russian Academy of Sciences, 2006. 348 p.
3. Mineral resources of Uchalinsky ore mining and processing enterprise/I.B.Seravkin, P.I. Pirozhok, V.N. Skuratov and others. Ufa: Bashk. Edition, 1994. 328 p.

УДК 622.342

Кисляков В.Е., Никитин А.В.

СИСТЕМАТИКА СПОСОБОВ РАЗУПРОЧНЕНИЯ ГЛИНИСТЫХ ПЕСКОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Доля подготовительных работ в составе производственных процессов, общих для открытой разработки, составляет от 5 до 40% в зависимости от горно-геологической характеристики месторождения и принятой технологии, а также в отсутствии факторов, осложняющих работы. В случае разработки россыпных месторождений, отличающихся небольшой глубиной и производственной мощностью (относительно разработки рудных, угольных и др.), а также значительно обводненных, с большим содержанием глины, наличием сплошной или островной мерзлоты, – доля и роль подготовительных работ серьезно возрастают.

Теория разработки россыпных месторождений рассматривала подготовительные процессы, до некоторых пор, как совокупность работ по очистке полигона от леса, вскрытие торфов, предохранение поверхности от промерзания в зимнее время и оттаивание в весенне-летнее [3, 7]. Всеобщее отмеченное усложнение горно-геологических условий, вновь вовлекаемых в разработку месторождений, потребовало применение специальных методов подготовки массива: механическое и буровзрывное рыхление, обработка химическими реагентами, напорное и безнапорное размачивание конгломератов и песков с большим содержанием глины [6, 8].

Сегодня повсеместное содержание глины в песках россыпных месторождений и их влияние на снижение показателей разработки, а порой определяющее невозможность освоения значительного количества месторождений, совместно с отмеченной неэффективностью существующих методов подготовки массива [4], выявило необходимость создания целого комплекса мероприятий по разупрочнению глинистых песков в общей цепочке производственных процессов.

Многолетние исследования, проводимые в Университете цветных металлов и золота (ныне Сибирский федеральный университет), позволили классифицировать способы разупрочнения глинистых песков при разработке россыпных месторождений [1], уточненный вариант представлен в **таблице**. Кроме использования эффективных способов разупрочнения глинистых песков в составе всех существующих процессов разработки, данная классификация отличается созданием дополнительного подготовительного процесса, который включает прямое физическое, химическое и другие виды воздействия на разрыхленные глинистые пески в промежуточном складе.

Рассмотрим различные способы в порядке выполнения производственных процессов.

Разупрочнение глинистых песков в массиве на стадии горно-подготовительных работ следует считать одним из важных технологических этапов. Это связано с тем, что подготовка осуществляется в месте залегания без выемки и транспортировки песков к специальным

приборам, а также в связи с развитием технологий извлечения ценного компонента непосредственно из массива. На данном этапе освоения месторождения применяются: физический, химический и специальные способы разупрочнения глинистых песков.

Физический способ включает в себя рыхление и внедрение механических частиц [2], криогенную подготовку (работы ученых Якутского филиала РАН), высушивание и водонасыщение.

Например, способ подготовки глинистых песков путем внедрения в массив частиц галечной фракции размером 50–100 мм (агрегаты и породы, полученные от промывки песков), отличается возможностью использования стандартного оборудования; снижением налипания песков на рабочие органы добычного оборудования в процессе их выемки, минимальным сроком ввода технологии в эксплуатацию и минимальным техногенным воздействием на окружающую среду. Предварительное внедрение частиц галечной фракции увеличивает эффективность дезинтеграции в среднем на 10%. Объясняется это тем, что внедрение частиц в глинистые пески приводит к ослаблению связей между глинистыми частицами, тем самым глинистые комья, подаваемые на промывку, разрываются по контактам частиц с глиной на более мелкие уже в первые секунды промывки. Использование в процессе промывки частиц неправильной формы позволяет дополнительно увеличить эффективность дезинтеграции глинистых песков в среднем на 3–5% [2].

Учитывая то, что основополагающим фактором прочностных характеристик глинистых песков является содержание жидкой фазы, большой интерес представляет проведение операций по их высушиванию и водонасыщению. Работы по высушиванию массива включают проведение дренажных выработок для удаления грунтовой воды и защиту поверхности от атмосферных осадков, а с целью водонасыщения можно использовать как существующие дренажные выработки, так и специально вновь создаваемые каналы и котлованы.

Химический способ является, в настоящее время, одним из наиболее эффективных и включает значительное многообразие приемов его использования в сложных горно-геологических условиях месторождения. В то же время обработка массива различными реагентами и их значительные утечки за установленные контуры производственного полигона отличается высокой экологической нагрузкой и низкой эффективностью использования реагентов-диспергаторов.

Бактериальный способ разупрочнения глинистых песков находится на стадии изучения. Продукты жизнедеятельности микробов – слизь (органическое вещество) и газ. Давление газа в объеме грунта со временем возрастает. При выемке и дезинтеграции песков глинистые частицы интенсивно отделяются друг

от друга, т.к. пузырьки газа, со всех сторон окружающие эти частички, уменьшают силы трения.

Способ подготовки глинистых песков управляемым движением жидкой фазы (воды, реагентов-диспергаторов, растворов органических веществ с бактериями и др.), основанный на явлении электроосмоса – направленного перемещения жидкой фазы относительно твердой под действием электрического поля, дает простор для формирования новых технологических схем. Так, например, при вскрытии пласта песков канавами, пройденными по границе запасов в верхней и нижней частях по падению россыпи, организуют подачу реагента-диспергатора в верхнюю канаву, а откачку из нижней канавы на поверхность. Для электроосмотического управления скоростью и направлением движения реагента во вскрывающих канавах располагают основные электроды, а в массиве песков с поверхности до почвы пласта поперечными рядами устанавливают промежуточные электроды [5].

Однако технологии предварительной подготовки и дезинтеграции глинистых песков в массиве не получили широкого распространения из-за высокой энергоемкости, значительных капитальных затрат [4] и длительности разупрочнения. Сегодня эти способы не могут быть реализованы применительно к большому объему массива из-за невозможности создания и передачи больших импульсов энергии связным пескам, представленных трехфазной системой «твердое–жидкое–газ» в условиях, характерных для россыпей. Технически проще интенсифицировать процесс промывки глинистых песков, воздействуя только на жидкую фазу водной среды (в водной среде).

Разупрочнение глинистых песков в процессе выемки при использовании средств гидромеханизации достигается за счет размыва глинистых песков напорной струей воды. А при использовании выемочных машин (экскаваторов, бульдозеров, специальные аг-

Классификация способов разупрочнения (подготовки) глинистых песков при разработке россыпных месторождений

Процессы горных работ	Краткое описание процесса	Способ разупрочнения	Структура	Место разупрочнения	
горно-подготовительные	предварительная подготовка массива глинистых песков и техногенных россыпей к разработке	физический	механический	рыхление внедрение частиц	массив
			термический	вымораживание высушивание	
			гидравлический	водонасыщение	
		химический	реагенты-диспергаторы		
		специальный	бактериальный электроосмотический и др.		
выемка	отделение глинистых песков от массива россыпи	размыв напорной струей	гидравлический способ разработки	ёмкость выемочно-транспортного оборудования	
		выемка тонкими стружками	использование фрезерных рабочих органов		
транспортирование	перемещение глинистых песков	напорный гидротранспорт	использование грунтовых насосов		
		специальный	активация воды		
подготовка к дезинтеграции (обогащению)	дополнительный (вспомогательный) процесс, включающий прямое физическое, химическое и др. воздействие на промежуточный склад глинистых песков с целью повышения эффективности при их последующей дезинтеграции	физический	механический	рыхление внедрение механических частиц	промежуточный склад
			термический	вымораживание высушивание	
			гидравлический	водонасыщение (избыточное увлажнение)	
		химический	реагенты-диспергаторы		
		специальный	бактериальный электроосмотический и др.		
дезинтеграция	разупрочнение (классификация) глинистых песков	размыв напорной струей	гидровашгерд, гидроэлеватор, дражная бочка, специальные дезинтеграторы и др.	специальные аппараты	
		физический	создание активизированных полей		
обогащение	извлечение полезных компонентов	физический	дезинтегрирующие устройства в обогащительных аппаратах		
отвало-образование	складирование галечных и эфельных фракций хвостов	физический	возврат глинистых окатышей в процесс дезинтеграции	отвал, техногенные месторождения	
		физико-химический	складирование для повторной отработки, орошение в навале		

регатов с фрезерными рабочими органами) необходима организация выемки тонкими стружками или изменение режима черпания (например, при дражной разработке россыпей).

При транспортировании глинистых песков наиболее эффективно, с позиции разупрочнения, применение напорного гидравлического транспорта совместно со специальной обработкой пульпы в трубопроводе (использование разрядно-импульсной активации и др.).

Подготовка к дезинтеграции (обогащению) является новым дополнительным звеном цепи технологических процессов и включает в себя физические, химические, различные специальные способы разупрочнения вынутых из массива глинистых песков в промежуточном складе.

Как уже упоминалось выше, управление содержанием жидкой фазы может явиться высокоэффективным способом разупрочнения глин. Вместе с этим, по данным ряда исследований отмечено, что капиллярные связи в несколько раз превосходят все другие значимые (молекулярные, электростатические и др.). Этот факт послужил причиной появления ряда технологических схем подготовки глинистых песков управляемым водонасыщением в промежуточном складе.

В последовательности процессов разработки россыпного месторождения транспортирование глинистых песков, после их выемки из массива, осуществляется в промежуточный склад в выработанном пространстве на почве пласта песков. После заполнения склад ограничивается плотинами и заполняется водой. Время нахождения глинистых песков под водой определяется степенью разупрочнения и производительною добычного комплекса, который осуществляет вторичную выемку подводным способом с подачей непосредственно на обогащение.

Кроме того, возможна комбинация способов подготовки в промежуточном складе. Например, технологическая схема подготовки глинистых песков к обогащению вымораживанием и водонасыщением в промежуточном складе с последующей подводной выемкой включает как криогенную подготовку, так и размачивание в воде технологического бассейна. Работы по данной схеме ведутся в два основных этапа – в зимний (холодный) сезон и в добычной (теплый) весенне-летний. Во время первого этапа производят первичную выемку песков из массива и их складирование на лёд технологического бассейна таким образом, чтобы создать открытые поверхности для интен-

сификации таяния льда в весеннее время. В теплое время при таянии льда глинистые пески погружаются в воду бассейна, откуда производится повторная их выемка подводным способом с подачей на обогащение и дальнейшее отвалообразование.

Операция по дезинтеграции песков часто совмещается с процессом классификации. На данном этапе используют: энергию высоконапорных струй (гидровашгерд, оросительная система дражных бочек, гидроэлеваторы и др.); активную энергию напорной воды (грунтовые насосы, гидравлические дезинтеграторы, гидроклоны и др.); механическое разупрочнение (скрубберы, корытные мойки, вибрационные дезинтеграторы и др.); специальные методы разупрочнения (акустические, с применением электромагнитной активации и др.).

При обогащении песков наиболее эффективны методы механического воздействия. Например, вибрация улавливающей поверхности или движение дезинтегрирующих звеньев непосредственно в процессе обогащения песков.

Отвалообразование, с точки зрения эффективности обработки глинистых россыпей, подразделяется на два направления: улавливание глинистых окатышей для повторной дезинтеграции и целенаправленная организация размещения отвалов для эффективной повторной отработки (целенаправленное создание техногенной россыпи).

В результате можно заключить:

- разработка глинистых россыпных месторождений требует специальных способов разупрочнения песков, а последовательное их применение в каждом звене цепи производственных процессов позволит максимально сократить технологические потери ценного компонента;
- способы подготовки глинистых песков с последующим извлечением ценного компонента в границах массива без перемещения горной массы являются наиболее перспективными, но на современном этапе характеризуются высокими капитальными и энергозатратами;
- управление содержанием жидкой фазы в глинистых песках в комплексе с различными физическими, химическими и специальными способами интенсификации дезинтеграции на промежуточном этапе современной технологии разработки россыпей предполагает создание множества новых способов разупрочнения глин и технологических схем подготовки песков в промежуточном складе.

Список литературы

1. Кисляков В.Е. Технология разупрочнения глинистых песков при разработке россыпных месторождений // Золотосносные коры выветривания Сибири: Сб. науч. тр. Красноярск: КНИИГиМС, 2002. С. 110–114.
2. Кисляков В.Е., Карепанов А.В. Экологически чистые технологии подготовки глинистых песков к обогащению // Окружающая природная среда и экологическое образование и воспитание: Сб. материалов IV Всерос. науч.-практ. конф. Пенза, 2004. С. 151–152.

List of literature

1. Kislyakov V.E. The technology of the loamy sand softening in the gravel deposit exploitation // Gold-bearing residual soils in Siberia: Collection of scientific works Krasnoyarsk: KNIIGiMS, 2002. P.110–114.
2. Kislyakov V.E., Karepanov A.V. Ecologically clean technologies of the loamy sand development for enrichment // Natural environment and ecological education and upbringing: Collection of materials of Russian scientific and practical conference IV, Pensa, 2004. P.151–152.

3. Лешков В.Г. Разработка россыпных месторождений: Учебник для вузов. М.: Горная книга, 2007. 906 с.
4. Мязин В.П. Повышение эффективности переработки глинистых золотосодержащих песков: Учеб. пособие. Ч. 1. Чита: ЧГТУ. 1995. С. 18–19.
5. Пат. 2310746 Российская Федерация. Способ добычи металлов выщелачиванием из россыпных месторождений / Кисляков В.Е., Кливоченко С.А., Шепунов Д.В.
6. Потемкин С.В. Разработка россыпных месторождений: Учебник для вузов. М.: Недра, 1995. С. 128.
7. Шорохов С.М. Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1973. 768 с.
8. Ялтанец И.М. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Ч. 3. Гидромеханизация и подводные горные работы. Кн. 1: Разработка пород гидромониторами и землесосными снарядами: Учебник для вузов. М.: Горная книга, 2006. 546 с.
3. Leshkov V.G. The gravel deposit exploitation: course book for institutes of higher education. M.: Mining book, 2007. 906 p.
4. Myazin B.P. Increase in processing of the loamy gold-bearing sands: course book, Part I. Chita: Chitinsky State Technical University. 1995. P. 18-19.
5. Patent 2310746 Russian Federation. Metal mining through leaching from the gravel deposits / Kislyakov V.E., Klivochenko S.A., Shepunov D.V.
6. Potemkin S.V. The gravel deposit exploitation: course book for institutes of higher education. M.: Nedra, 1995. P. 128.
7. Shorokhov S.M. The technology and intergrated mechanization of the gravel deposit exploitation . 2nd edition, new edition, M.:Nedra, 1973. 768 p.
8. Yaltanets I.M. The technology and intergrated mechanization of open cast mining. Part III. Hydromechanization and submarine mining. Book I: Rock exploitation through hydromonitors and suction dredge: course book for institutes of higher education. M.: Mining book, 2006. 546 p.

УДК 622.273

Аглоков Х.И., Лаврик В.Д., Бакилов У.А.

ГИДРОЗАКЛАДКА НА ЖГМК

В настоящее время гидрозакладочные работы на ЖГМК осуществляются с помощью автоматизированного гидрозакладочного комплекса. Годовая производительность закладочного комплекса по принятому гранулометрическому составу – 1392 тыс. м³, среднесуточная – 3813 м³, среднечасовая производительность – 190 м³ при круглосуточной работе (20 ч чистого времени). Гидрозакладочные работы производятся на трёх рудниках – Южном (ЮЖР), Западном (ЗЖР) и Восточном (ВЖР). Схема доставки закладки включает поверхностную распределительную сеть, из магистрального (Ø 273 мм) и участков (Ø 219 мм) трубопроводов (стальные цельнотянутые), разделенных 9 распределительными устройствами (РУ), управляемыми автоматически с закладочного комплекса. Поверхностный трубопровод периодически поворачивается на 120° после транспортировки от 1000 тыс. м³. Перепуск гидрозакладки с поверхности – по скважинам, пробуренных диаметром 320 мм, обсаженных трубами.

Максимальное давление на входе магистрального трубопровода составляет до 13 бар. Наиболее близко к комплексу расположены панели ВЖР – до 500 м, аналогичные панели ЮЖР удалены – до 10 км и ЗЖР – 7 км. В качестве гидрозакладки используются хвосты обогащения, пульпа содержит 40–45% твёрдого с гранулометрическим составом минус 0,14 мм не более 65%. С увеличением дальности транспортировки снижается плотность пульпы – наибольшая, до 1600 кг/м³, для панелей ВЖР и 1500 кг/м³ (40% твёрдого в смеси) – ЗЖР и ЮЖР. Текущие хвосты ОФ №3 дешламируются в одну стадию двумя батареями гидроциклонов на закладочном комплексе.

Значительная часть месторождений ЖГМК находится

в охранных целиках, ЗЖР – пос. Жезказган; ЮЖР – территория кладбища, ВЖР – закладочный комплекс «Анненский-1», автодороги, ЛЭП, водоводы.

Месторождение представлено пологопадающими рудными телами. Мощность рудных тел колеблется от 0,5 до 30–40 м, при этом более половины запасов концентрируется на залежах средней мощностью 8–10 м, на мощных участках сосредоточено не более 15% запасов. Среди других особенностей Жезказганского месторождения: многоярусность, или многоэтажность, оруденения при различной степени перекрытия залежей и различной мощности междупластия, разобшенность рудных тел и сравнительно небольшое разнообразие литологического состава пород. На месторождении широко распространены: серый песчаник (рудный, безрудный), красный песчаник и алевролит. Обводнённость месторождения невысокая, приток воды в действующих шахтах не превышает 18–26 м³/с. Для поддержания налегающей толщи пород в выработанном пространстве регулярно по сетке 20×20 м оставлены междокамерные целики.

Красный песчаник относится к группе мелкозернистых песчаников с бурыми гидроокислами железа с примесью глинистого и слюдяного материала, количество которого не превышает 15–20%. В составе обломочного материала преобладают осадочные породы: глинистые и филлитовые сланцы. После обогащения значительная часть глинистой породы попадает в хвосты обогащения (в хвостах от 12 до 25%).

Состояние выработанного пространства под пос. Жезказган оценивается по результатам регулярных визуальных наблюдений, по данным инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности по

профильным линиям, проводимых КазНИМИ и СГМС МГУ; непрерывным контролем за проявлениями опорного давления системой автоматизированного контроля MOSDAS, датчики установлены по периметру посёлка. Признаков активного площадного развития процесса сдвижения земной поверхности в пределах рассматриваемого участка посёлка с явно выраженной мульдой не наблюдается. Оседания по профильным линиям за пятилетний период в основном находились в пределах точности измерения $\pm 2,0$ мм. Весь комплекс мониторинга по району пос. Жезказган показывает, что выработанное пространство и налегающая толща пород находятся в устойчивом состоянии. По результатам мониторинга и применяемых мер по закладке выработанного пространства, корпорацией «Казахмыс» принято решение о сохранности жилого фонда пос. Жезказган. В целях ускорения закладочных работ под пос. Жезказган и обеспечения полного заполнения выработанных пространств взамен возводимых породно-целикковых полос производится гидрозакадка хвостами обогащения.

В 2005 г. объём гидрозакадки составил около 400 тыс. м³, в 2006 г. – свыше 1 млн м³. Программа гидрозакалочных работ под посёлком до 2010 г. представлена в табл. 1.

Гидрозакалочные работы обострили ряд вопросов, прежде всего связанных с увеличением водопритока в шахту, а также устойчивостью панелей при гидрозакалке. По опыту гидрозакалочных работ на шахтах им. Губкина сброс воды регулировался в зависимости от производительности шахтных водоотливных установок. Несогласованность работы насосных станций закладочного комплекса в период возрастания объёмов закладки приводила дважды к ЧС с затоплением шахты 55 в феврале 2005 г. При производительности закладки 100 тыс. м³ в месяц дополнительный водоприток в шахту составит около 150 м³/ч, а с учётом неравномерности дренажа может достигать 300 м³/ч в отдельные промежутки времени. Резкая интенсификация гидрозакалки на рудниках ЖГМК привела к перегрузке существующих насосных станций, не запроектированных на гидрозакалку в объёме до 1 млн 300 тыс. м³ в год. В настоящее время на шахтах 65 (ЮЖР) и 55(ЗЖР) в работе по одному насосу, которые находятся на пределе возможностей. Планируется реконструкция насосных станций с учётом увеличения водопритока. Первоначально работы по гидрозакалке были направлены «...для повышения устойчивости земной поверхности...», но в последующем параллельно решались вопросы утилизации хвостов обогатительной фабрики, в перспективе – отработки целикков. Так как обострилась проблема вместимости хвостохранилища, темпы его заполнения значительно превысили первоначальные ориентиры. Запланированный

объём до 2010 г. достигнут уже к концу 2007 г. Поэтому наиболее рациональным путём снижения остроты проблемы представляется увеличение объёмов подачи гидрозакалки в отработанные панели.

В соответствии с проектом ЖПИ закладка на большинство панелей должна была подаваться с поверхности по индивидуальной скважине. Однако это условие было выполнено только в отношении панелей ВЖР, наиболее тяжелое положение с панелями ЗЖР, в которых закладочные работы осуществляются по двум скважинам. Скважина 3^б (ЗЖР) длительное время не работала, была «потеряна», к настоящему времени восстановлена. Из одной скважины закладывали несколько панелей по трубопроводу, проложенному на гор. 220 м, протяжённостью до 500 м, дальность растекания закладочной смеси в панели достигала 200 м при рекомендованной 100 м. В панелях с незначительным уклоном происходило расслоение смеси: наиболее тяжёлая, песчаная часть укладывалась в начале трубопровода, илистые и глинистые фракции откладываются на периферии панели. Вместе с тем, заклада намывает русло и тяжелые фракции перемещаются также на дальние расстояния по мере увеличения уклона. В настоящее время приступили к реализации проекта бурения пяти скважин, что повысит эффективность закладочных работ.

При внедрении технологии был использован опыт гидрозакалочных работ на шахтах им. Губкина Оскольского рудного района (Коробовское месторождение). Однако отличие систем разработки (закладка камер высотой до 60 м) осложнило использование заложённых там принципов. Тем не менее, основной ценностью в изучении опыта явилось родство составов закладки – высокий процент пылевидной фракции (< 0,05 мм) – 82–87%, так же как и на ЖГМК. В последующем на ЖГМК также был использован способ возведения гидрозакалочного массива с использованием площади камер в качестве прудков – осветлителей. Такой приём практиковался как при закладке отдельной панели с перепадом отметок от 5 м, так и при закладке больших площадей (до 100 тыс. м²). При высоте камер до 16 м гидрозакадка подаётся непрерывно объёмом от 700 м³ до 2,5 тыс. м³ (в среднем 1,5 тыс. м³) с последующим трёхсуточным

Таблица 1

Пятилетняя программа гидрозакалочных работ на ЖГМК

Залежь	Объём пустот, тыс. м ³	Объём закладки на 01.01.06 г.	Планируемый объём закладки по годам, тыс. м ³					Объём закладки, всего, тыс. м ³	Остаток пустот, тыс. м ³
			2006	2007	2008	2009	2010		
ЗЖР, под посёлком	3804	663	719	630	586	356	234	2526	615
Всего по ЗЖР	4104	726	808	712	594	356	234	2706	671
ВЖР	872	235	155	155	96	96	96	539	97
ЮЖР	2670	956	428	288	189	144	189	1199	515
Всего по корпорации	7646	1918	1392	1156	860	595	500	4444	1284

отстоем. Отстоявшаяся вода в панели сливается через трубки в перемычках. Когда дренаж воды через трубки прекращался, производили намыв гидрозакладки с постепенным накоплением и подъёмом зеркала воды. В последующем вода перепускалась через перемычки, расположенные на более высоких отметках, либо через пробуренные дренажные скважины.

Учитывая неизбежную сегрегацию закладочного материала в выработанном пространстве в рекомендациях ИГД АН респ. Казахстан, было предложено ограничивать предельную длину растекания, не более 200 м со сменой длины растекания закладочной смеси с одного фланга выработанного пространства на другой. Однако на практике движение гидрозакладки плохо управляемо – смесь намывает каналы к точкам с наименьшим гидравлическим сопротивлением и регулярно меняет своё русло. В первую очередь это объясняется большими площадями растекания смеси при незначительных перепадах высот и отсутствием доступа в большинство панелей. Наименее легкие частицы смеси (глинистые и илообразные) скапливаются на отдалённых «пятачках» панели, такая закладка может находиться в гелеобразном состоянии годами. Наиболее тяжелая, песчаная фракция скапливается в точке подачи при незначительной скорости закладки в панели, но в панелях с большим уклоном такие участки размываются. При уклоне панели до 6° содержание глинистых фракций в начале панели не более 15–20% на расстоянии 150–200 м содержание илистой фракции возрастает до 60%. Илистая (гелеобразная) фракция, как правило, концентрируется на отдельных участках, общее количество таких участков незначительно. В панелях с незначительным уклоном участков с гелеобразной закладкой менее 10% общего объёма. Вместе с тем, с возрастанием уклонов и увеличением скорости ранее заиленные участки размываются, такие участки практически отсутствуют. В панелях с большим уклоном (от 12°) происходит интенсивное перемешивание в процессе движения смеси и меньшее расслоение, закладка укладывается более однородно. Именно это свойство и было в последующем использовано при подаче закладки в панель № 4 от скважины № 3^в самотёком по наклонной выработке на расстояние свыше 350 м до панели. В целом по совокупности физических, фильтрационных свойств, деформационных характеристик наиболее оптимально использовать хвосты обогащения, дешламированные до содержания класса минус 0,074 мкм до 40%.

Опыт показал, что отвод воды за счёт фильтрации через перемычки, трещины и фильтрационные трубки после заполнения закладкой происходит очень медленно. Дренаж фильтрацией через перемычки актуален до тех пор, пока она не затянута закладкой. При заполнении поток воды через перемычки быстро спадал и проявлялся, в основном, лишь во влажности перемычек. Поэтому в таких ситуациях отвод воды с помощью дренажных скважин имеет важное значение, кроме тех случаев, когда вода просачивается по трещинам, через навал породной закладки на нижележащий горизонт.

При учёте объёмов гидрозакладки также существуют особенности. Условия, определяющие особен-

ность составления актов приёмки закладочных работ, зависят от возможности доступа в панель. Возможность доступа в погашаемое выработанное пространство либо отсутствует, либо существует. В первом: при работе АСУ и К закладочного комплекса информация с плотномеров и расходомеров подаётся на управляющий компьютер, обрабатывается программами и выдаётся с учётом заложенных в ЭВМ технологических карт, коэффициента усадки, плотности, оборотов двигателя и характеристик насоса и как среднее значение записывается на накопители. Когда имеется доступ в выработанное пространство для производства измерений номера технологических карт, коэффициент усадки и принятый объём закладки указываются маркшейдерами.

В процессе проектирования и подготовки панелей к закладочным работам на ЖГМК были допущены просчёты в связи с отсутствием опыта ведения гидрозакладочных работ такого масштаба. Основные запасы месторождения были отработаны по технологии, в которой закладка не предусматривалась как технологический процесс и поэтому не обеспечивалась соответствующими инженерно-технологическими мерами и технологическими параметрами для её осуществления на завершающей стадии отработки месторождения. Тем не менее, это обстоятельство не столь существенно осложнило гидрозакладку.

В первые годы уделялось недостаточно внимание конструкции и прочности перемычек. Перемычки устанавливались незначительной толщины – 0,4 м, без соединения перемычки со штреком арматурой по контуру. Практиковалось также строительство перемычек на породном навале высотой до 0,5 м (нулевая перемычка, панель 55^а и др.), которые в последующем «потекли». За 2004 г. разрушилось пять перемычек, построенных по первоначальному проекту. В 2005 г. началась их перестройка. К настоящему времени все перемычки, установленные по старому проекту, перестроены – рядом со слабыми перемычками были дополнительно возведены новые, толщиной от 1 м, с бурением шпуров по контуру выработки (20–30 шт.) на глубину 0,7 м для установки арматуры Ø 25–32 мм. В некоторых перемычках, расположенных в верхних точках панели, устраивались лазы для визуального наблюдения.

Площади одновременно закладываемых пространств чрезвычайно велики – от 30 тыс. м² (одна панель) до 100 тыс. м², высота камер достигает 16 м. Именно эти обстоятельства наиболее осложнили закладочные работы – аналогов ведения гидрозакладочных работ такого масштаба на территории постсоветского пространства нет. С целью уменьшения количества изолирующих перемычек было принято решение объединить несколько панелей. Так, первоначально проектом предполагалось установить перемычки, изолирующие панель 56^{бис} от штрека, но в последующем, с целью сокращения их количества, была установлена одна перемычка № 35 (рис. 1). Эта перемычка изолировала панель и штрек от квершлага ствола «Южного».

Объединение четырёх панелей Южно-Жезказганского рудника (ЮЖР) в единое изолированное про-

Таблица 2

Характеристика гидрозакалочных панелей ЮЖР

Панель	Отметки высот, м		Перепад высот в панели, Δh , м	Длина панели, м
	в районе перемычки	в конце панели		
57 (ПЮЗ 6-1)	146,5; 149	158	12	250
57 ^{бис}	141,5	169	27	350
56	143	171,5	28	400
56 ^{бис}	149,4	180	30	400

странство для закладки значительно усложнило контроль состояния закладываемого выработанного пространства и дренажа воды на заключительной стадии. Залежь ЮЖР относится к ослабленному району. Особенно ослаблены целики в начальной и центральной части панелей 56 и 57^{бис}. Площадь ослабленных участков достигает 75–80%, при этом почти половина участков имеет степень нарушения от 30 до 50%. Панель 57^{бис} относится к устойчивому району. Падение залежи равномерное в юго-западном направлении (табл. 2).

Поскольку большинство перемычек расположены в нижней части панелей, то это ограничивало доступ в закладываемое пространство, что фактически лишало возможности контроля дренажа воды при достижении уровня закладки выше перемычки. Дренаж воды осуществляется через трубки (9 шт.), установленные в перемычке в три яруса по высоте. Концы трубок обматывались плотной мешковиной, через которые происходила фильтрация воды в процессе закладки. Отстоявшаяся в течение трёх суток вода сливалась из трубок под контролем осмотровиков. По мере достижения уровня закладки верх перемычки «заглушался» сначала нижний ряд дренажных трубок деревянными пробками, затем средний ряд.

Положение осложнялось также тем, что проектом не было предусмотрено сооружение системы дренажа из отдалённых верхних участков панели. Проектом предполагался дренаж воды через перемычки, а также дренажные скважины, пробуренные из 12 штрека (см. рис. 1). Однако, как показала практика, дренаж воды через трубки в перемычках прекращается по мере достижения уровня закладки выше верхнего ряда трубок более 0,5 м. Возможности дренажа через скважины в панельных целиках ЮЖР также отчасти ограничены в силу значительного перепада высотных отметок в некоторых панелях. Эти меры позволяют осуществлять дренаж только с нижней части панели, что составляет примерно 50% объёма пустот панели при перепаде отметок свыше 20 м. Для осуществления дренажа из отдалённых верхних частей панели ЮЖР планируется разрушить перемычку № 35, откачать воду и построить две дренажные перемычки в панели 56^{бис}.

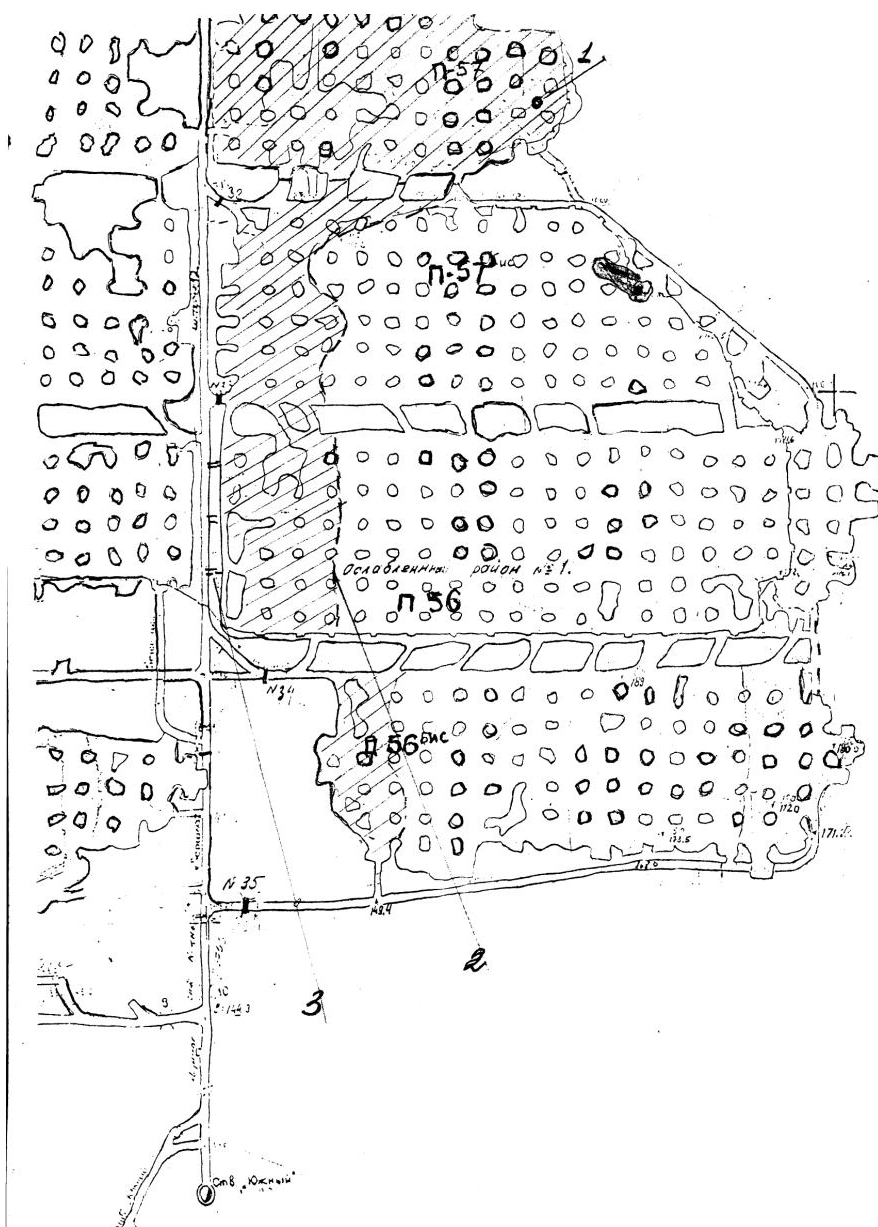


Рис. 1. Гидрозакалочные панели ЮЖР, Южно-Жезказганский рудник, шх. 65, залежь Покро, Юго-Запад:

- 1 – закладочная скважина 7^а; 2 – уровень закладки в панелях;
3 – дренажные скважины

Возникает проблемы и с подачей закладки в эти панели. Закладка в панель 57 в настоящее время подаётся через скважину 7^а и растекается по четырем панелям. Однако её возможности в скором времени иссякнут, поскольку оставшаяся часть пространства расположена выше отметки подачи смеси. Планируется пробурить скважину с поверхности в более высокую току панели № 57^{бис}, но это осложняется тем, что выше расположены отработанные панели шахты № 45 (потребуется высокая точность бурения, чтобы попасть в вышерасположенный целик шахты № 45).

Панели ЗЖР большей частью расположены в пределах охранного целика пос. Жезказган. Закладка с поверхности подаётся по трём скважинам, 2, 3^а, 3^б. Панель 1 гор. 220 м залежи ПЮЗ-6-II отработывалась с 1970–1975 гг.

Закладка выработанных пространств Центральной и Южной частей пос. Жезказган производилась в восходящем порядке, в соответствии с проектом института «ЖезказганНИПИцветмет», составленным согласно рекомендаций КазНИМИ. В первоначальном варианте закладка Центральной и Южной частей пос. Жезказган производилась сухой породной закладкой. В первую очередь закладывались панели 5 и 5^а залежи ПЮЗ-6-II и район МКЦ – штрек 1 залежи ПЮЗ-7-I. Следующими по очередности местами закладки являлись панели 2^{бис}, 2 и 4 (рис. 2), залежи ПЮЗ-6-II и па-

нель 1, блок 5547, залежи ПЮЗ-6-I^б. Ослабленных участков под пос. Жезказган в соответствии с экспертным заключением, выполненным институтами ЖНИПИцветмет, КазНИМИ, ИГД им. Д.А. Кунаева и МГУ в 1996–1997 гг. не выявлено. Объём закладки под Южной частью посёлка с учётом ранее заполненных панелей составляет 1051,8 тыс. м³.

Глубина отработки 180 м, параметры первой панели 160×290 м, высота 8,0–6,0 м. Кровля представлена красноцветными породами с переслаивающимися красными и серыми песчанками. В субмеридианальном направлении расположены крутопадающие трещины. На западе панель 1 граничит блоком 5547 ПЮЗ-6-II (см. рис. 2), на востоке с панелью 6 ПЮЗ-6-II, севернее расположена панель 2 ПЮЗ-6-II МКЦ 129, 136 – заторкрементированы. В районе МКЦ 151-150-140-137-128-132-121-120-109-107-110-119, 156-145-144-143 ранее были вывалы кровли мощностью 1,2 м, которые возобновились с подачей закладки. В результате увлажнения интенсивность разрушения красноцветов при гидрозакладке в кровле резко возрастает.

При гидрозакладке панели № 1 в начале наблюдалось ухудшение состояния ряда целиков, расположенных в центральной части панели. По результатам геомеханического обследования (июнь 2006 г.) средний коэффициент запаса прочности – 2,13, средняя вероятность разрушения МКЦ – 9,69%, закладочные работы в

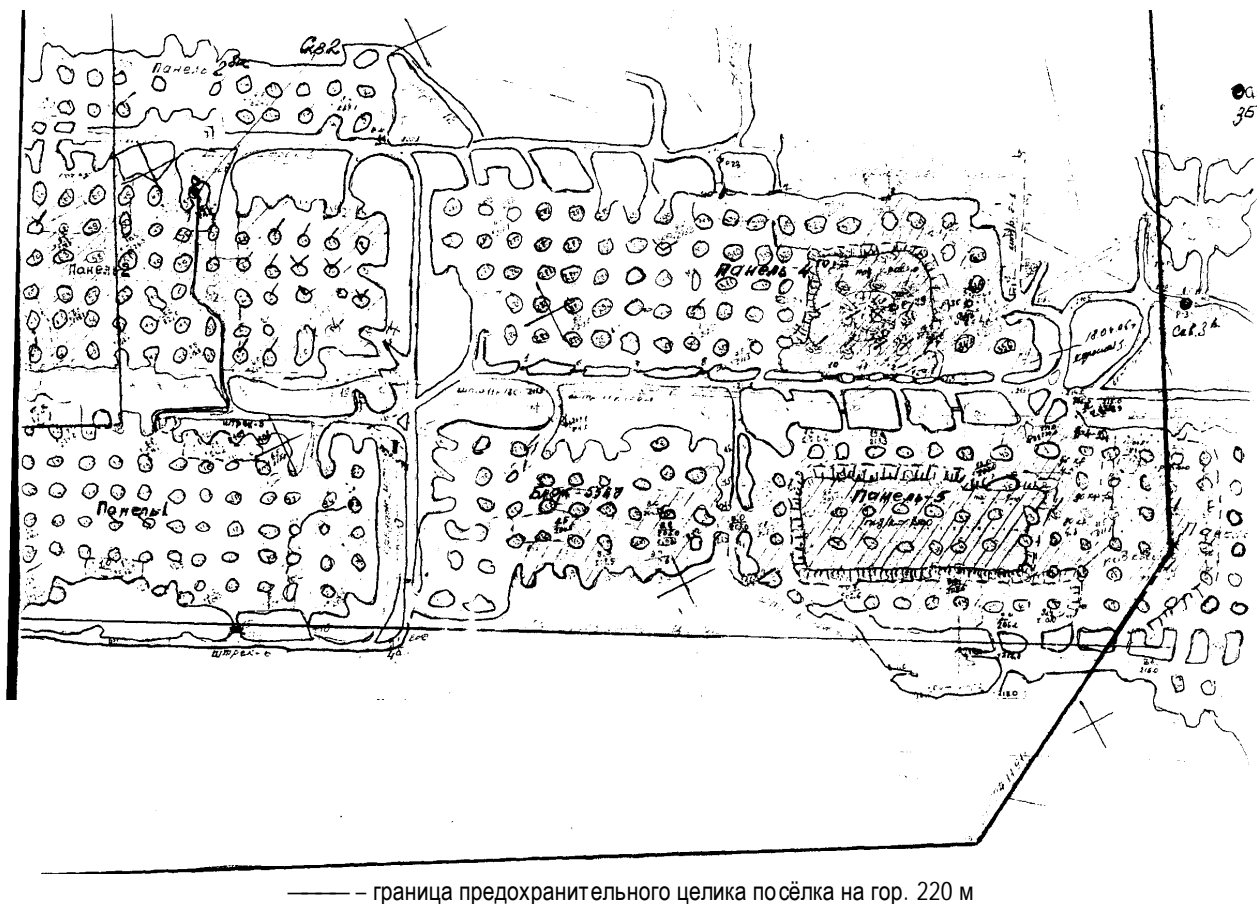


Рис. 2. Гидрозакладочные панели ЗЖР

панели № 1 необходимо завершить в течение двух лет (по плану завершение закладки в начале 2007 г.). Гидрозакадка в первую панель подавалась сначала через отверстие в панельном целике между целиками 132 и 121 (см. рис. 2). В последующем, через два месяца после начала закладки, трубопровод внутри панели нарастили на 100 м. В процессе закладки первой панели возникли также осложнения с дренажом воды по мере заполнения перемычек 15, 16 – дренаж воды прекратился, в панели стала накапливаться вода. Зеркало воды в панели поднялось на 5 м. Перемычка 14 расположена на 7 м выше, а 13 – на 13 м выше уровня 15 перемычки. Между 14 и 15 перемычками были пробурены скважины диаметром 80 мм, обеспечившие дренаж. Сухая породная закладка, пропитанная гидрозакадкой, имеет весьма высокую плотность укладки – остаточная пустотность менее 15%. Пустотность гидравлической закладки около 20%. В целом гидрозакадка значительно улучшает состояние МКЦ (прекращается раскрытие трещин), устойчивость массива.

Под панелью 1 расположена панель 1 гор. 220 м ПЮЗ-6-І, которая затоплена водой в объёме 14100 м³. Мост составляет 6,0 м, выше перекрытий нет. На поверхности находятся жилые дома п. Жезказган. Профильная линия 77, максимальное оседание $R_{п23} = -9,7$ мм на 11.11.2005 г. Кровля МКЦ находится в удовлетворительном состоянии. Проявлений горного давления не наблюдалось.

Южная часть посёлка на 1.07.2005 г. В панели 5-5а ПЮЗ-6-ІІ закладывались породно-целиковые полосы, в панели 5 по контуру МКЦ 2, 3, 4, 5, 11, 12, 13, 14, 16, 19, 22, 25, 28, 31, 34, 37, 40, 43, 46, 49 – под кровлю (с недо-закладкой 0,5–0,7 м) в объёме 85,8 тыс. м³. В панели 5а в районе МКЦ 29, 35, 37, 38, 39, 40, 41, БЦ, 46, 15, 19, 20, 21, 22, 15, 8, 5, 4, 3, 2, 46, БЦ – частично, в сумме по панели 5а заложено 93,2 тыс. м³, недозакладка 4–5 м.

Панель 4, залежь ПЮЗ-6-ІІ, в 1981 г. разрушение МКЦ № 335, в 1983 г. все рядом стоящие МКЦ № 337, 338, 339, 334, 336, 329, 328, 327, 326, 325, 300 были укреплены бетонной рубашкой. В этом районе была произведена закладка сухой породной закладкой в объёме 55,9 тыс. м³, а также уложена гидрозакадка в объёме 2,5 тыс. м³.

Панель 4 ПЮЗ-6-І^в заложена полностью, общий объём закладки 392,2 тыс. м³, из них сухой 247,2, гидравлической 145 тыс. м³. Доступа в панель нет. Панель 2 по залежи ПЮЗ-6-І^в заложена полностью, в объёме 315,5 тыс. м³, доступа в панель нет.

В панели 2 по залежи ПЮЗ-6-ІІ пробурена закладочная скважина (Ø 600 мм) с поверхности для пере-пуска с поверхности сухой породы. Объём закладки по панели составляет 200,4 тыс. м³. Объём недозакладки

166 тыс. м³. В настоящее время перепуск породной за-кладки с поверхности прекращён и внутри подвешен трубопровод гидрозакадочной скважины 2^а.

По панели 4^{бис} по залежи ПЮЗ-6-І^в в 1997 г. были укреплены анкерами и обтянуты тросом, покрыты тор-кретбетоном 4 МКЦ № 67, 72, 91, 92. Далее в районе этих МКЦ велась сухая породная закладка, заложено 114,6 тыс. м³, затем в панели 21 была пробурена заклад-очная скважина 3^б для гидрозакладки 72,2 тыс. м³ в настоящее время закладка не подаётся.

Северная часть посёлка Жезказган. В 2002 г. над северной частью посёлка были пробурены закладоч-ные скважины 8^{2бис} и 8^а вдоль панельного штрека 2 по камерам 1^{бис}, 2^{бис}, 1, 2, 3, 5, 7, 8, 10, объём закладки 812,7 тыс. м³.

Заложены под кровлю – камеры 1^{бис}, 2^{бис} штрек 14–6 – камеры 1, 2, 3 штрек 3–16, камеры 5, 6, 7, 8, 9, 10 штрек 4, камеры – 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12 штрек 10, камеры 4, 3, 2 штрек 31.

Извлечение запасов из закладочного массива бу-дет иметь подчиненную значимость, поскольку добы-ча руды в пределах охранного целика не должна при-вести к развитию опасных деформаций для охраняе-мых объектов. Технически отработать МКЦ (имею-щие столбчатую форму и расположенные соосно в пределах нескольких рудоносных ярусов) возможно путём создания в подстилающих породах сети буро-погрузочных и доставочных выработок с последую-щей отбойкой и выпуском руды из целиков. Такой метод апробирован на месторождении и применяется при экономической целесообразности.

Выводы

1. Гидрозакадка выработанного пространства на ЖГМК является перспективным направлением эколо-гически безопасной утилизации хвостов обогащения горнодобывающей компании.

2. Опыт ведения гидрозакадочных работ с за-полнением первого яруса позволяет ответить на один из главных вопросов – гидрозакадка в сочетании рудными целиками обеспечивает полную сохранность объёмов посёлка Жезказган, расположенных на под-рабатываемой территории при качественном ведении гидрозакадочных работ.

3. Учитывая тяжёлую геомеханическую ситуацию на подземных рудниках ЖГМК, гидрозакадка является одним из действенных инструментов смягчения нега-тивного воздействия проявлений горного давления. Высокая плотность укладки гидрозакадочного массива позволит, по всей видимости, в перспективе отработать частично запасы в панельных и междукамерных цели-ках после завершения гидрозакадочных работ.

Калмыков В.Н., Пергамент В.Х., Неугомонов С.С.

РАСЧЁТ ПАРАМЕТРОВ ОТБОЙКИ ТРЕЩИНОВАТЫХ РУД СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ

В условиях стадийной отработки месторождений камерными системами разработки наблюдается тенденция к ухудшению горнотехнических условий при выемке объемов вторичных камер. Запасы в таких камерах обычно характеризуются повышенной трещиноватостью, что приводит к нарушению устойчивости рудных обнажений и ухудшению показателей выемки. Процесс отбойки в данных условиях требует корректировки параметров технологии буровзрывных работ.

Параметры трещиноватости на большинстве медноколчеданных месторождений обусловлены особенностями залегания и тектоническими условиями генезиса. На большинстве месторождений имеет место несколько (до 6) взаимно перпендикулярных систем трещин с преобладанием таких систем, которые совпадают с простиранием и углом падения рудного тела. Нарушенность рудных массивов вторичных камер существенно усиливается за счет наведенной трещиноватости и характеризуются ярко выраженной блочностью с размерами отдельностей от 100–200 до 500–700 мм, что по Временной классификации горных пород по степени трещиноватости соответствует II–IV категории. Поверхности ослабления, делящие массив на блоки, распространяются на глубину до 4–5 м и более. Раскрытие трещин достигает местами 50 мм. Трещиноватый рудный массив представляет собой горную конструкцию, «построенную» из блоков, размеры которых в большинстве своём меньше кондиционного куска.

Анализ практики взрывных работ показывает, что при разрушении пород, рассеченных густой сетью крупных макротрещин и полостей, распадается при отбойке на естественные отдельности. Наличие трещин разной ширины отражается на параметрах волн напряжений непропорционально [1]: при увеличении ширины трещины в 10 раз напряжение на фронте волны снижается в сотни раз, что делает практически невозможным аналитическое описание механизма разрушения таких сред, исходя из теории упругих волновых процессов, равно как и разработку инженерных методов управления энергией взрыва с учетом параметров волн, однако это не исключает необходимости учета волн напряжений.

В непосредственной близости от заряда ВВ при отсутствии свободных поверхностей разрушение монолитного массива происходит за счёт возникновения сжимающих напряжений. После отражения от поверхности обнажения волна сжатия переходит в волну растяжения, и разрушение происходит в результате действия растягивающих напряжений (рис. 1), которые для горных пород значительно меньше, чем напряжения сжатия.

В случае, если разрушаемый массив разбит большим количеством трещин, прямая волна напряжений, идущая от заряда, независимо от степени нарушенности

будет достигать открытой поверхности. В то время, как отраженная волна, результатом действия которой являются возникающие растягивающие напряжения, претерпевает множественное преломление и отражение от каждой поверхности раздела среды и вблизи контура свободной поверхности, величина её становится значительно меньше, чем сопротивление пород разрушению.

Исследованиями [1, 4] установлено, что трещиноватый массив в первую очередь разрушается по естественным отдельностям, в то время как образование новых трещин и связанное с этим дробление массива существенно мало по сравнению с монолитной средой. На основании этих результатов можно предположить, что для отбойки сильнотрещиноватых руд при условии, что фракционный состав преобладающих отдельностей, слагающих массив, меньше кондиционного куска, необходимо затратить энергию, достаточную для вывода горной конструкции из состояния равновесия и отделения требуемого объема от основного массива. Таким образом, необходимо создать в массиве напряжения, достаточные для отделения отбиваемого слоя и приведения его в движение, а дальнейшее разрушение его будет происходить за счет действия гравитационных сил в процессе перемещения структурных блоков и раскрытия имеющихся трещин. Величина выделяющейся энергии при взрыве заряда должна быть такова, чтобы возникающие напряжения были достаточны для разрушения связей, но не превышали необходимой величины, приводящей к переизмельчению и повышению сейсмического эффекта взрыва.

При таком механизме, когда линия наименьшего сопротивления (ЛНС) мало влияет на расход ВВ и качество дробления, затраты энергии взрыва ВВ на отбойку сводятся к разрушению связи отбиваемого объема от основного массива, но возникают требования к качеству оформления плоскости отрыва, что в свою очередь будет определяться действием взрыва по линии взаимодействия смежных зарядов.

Для определения параметров взрывного разрушения сильно нарушенных сред, когда обрушаемый массив рассматривается, как горная конструкция из ослабленного и сильно трещиноватого материала, на наш взгляд, применима методика расчета, основанная на реализации критической скорости смещения пород [2, 3]. Степень нарушенности массива может характеризоваться его акустическими свойствами, а в качестве основных прочностных характеристик использоваться динамические пределы прочности сжатия и растяжения.

При оценке сейсмичности взрыва широко используется понятие скорости смещения частиц. Расстояния, на которых реализуются критические скорости смещения массива от сжимающих и растягивающих напряжений,

будут различны. В сторону обнаженной поверхности область разрушения массива складывается из зон действия сжимающих и растягивающих напряжений. Величина предельных напряжений сжатия и растяжения пропорциональна скоростям смещений массива. Согласно энергетическому закону подобия скорость смещения определяется величиной приведенного расстояния, при котором проявляются заданные уровни предельных скоростей (напряжений) сжатия или растяжения.

Необходимое количество взрывчатого вещества для разрушения горных пород можно найти через эквивалентное приведенное расстояние ($R_э$), которое характеризует энергонасыщенность массива при взрыве заряда определенной массы.

Закон изменения скоростей смещения в зависимости от свойств массива и приведенного расстояния выражается известной зависимостью в виде степенной функции [3]

$$V = K_v \cdot R^{-\nu}, \tag{1}$$

где K_v – сейсмический коэффициент пропорциональности (м/с), определяется упругими характеристиками взрывающей среды

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{C_p}{9\gamma} \left(\frac{1+\mu}{1-\mu}\right)^2}, \tag{2}$$

где μ – коэффициент Пуассона; ν – показатель степени ($\nu=2,4-2,15$).

Условие, при котором будет происходить разрушение связи отбиваемого объема от массива и его перемещение, это превышение или равенство возникающих при взрыве скоростей смещения допустимым, критическим для массива. Поскольку прямая волна, идущая от заряда и создающая напряжения сжатия независимо от степени нарушенности будет достигать обнаженной поверхности, а также обуславливать разрушение пород между зарядами, условие нарушения устойчивости отделяемого участка массива может быть представлено в следующем виде:

$$V_{СЖ} \geq [V_{СЖ}], \tag{3}$$

где $V_{СЖ}$ – возникающие при взрыве заряда скорости смещения от сжимающих нагрузок; $[V_{СЖ}]$ – допустимые, критические скорости смещения массива от воздействия сжимающих напряжений.

Таким образом, при соблюдении условия (3) для удлиненных зарядов, условно параллельных друг другу и плоскости обнажения, при массе заряда (Q), выраженного через диаметр (d) и плотность (Δ), критические скорости смещения, при достижении которых на расстоянии (r) от места взрыва будут развиваться критические деформации, могут быть определены следующим образом:

$$[V_{СЖ}] = 2K_v \left[\frac{61d\sqrt{\Delta}}{r} \right]^{1,5/\nu}, \tag{5}$$

$$[V_p] = K_v \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{2r - \frac{0,41r}{2,82^{1/\nu}}} \right]^\nu. \tag{6}$$

Расстояние r в зависимости от направления действия взрыва заряда и возникающих напряжений сжатия или растяжения определяет параметры сетки расположения зарядов: расстояние между их концами, линию наименьшего сопротивления.

В общем виде методика расчета параметров буровзрывных работ может быть представлена блок-схемой (рис. 2).

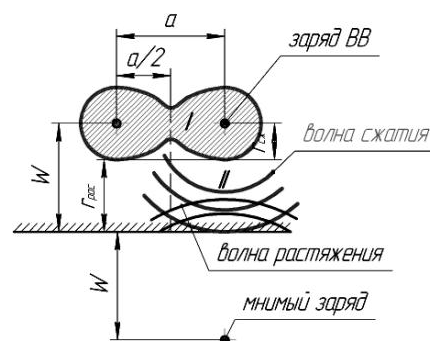


Рис. 1. Схема действия в массиве взрыва двух взаимодействующих зарядов:

- I – область разрушений, вызванных сжимающими напряжениями вокруг заряда от волны сжатия;
- II – область разрушений, вызванных отраженной волной растяжения

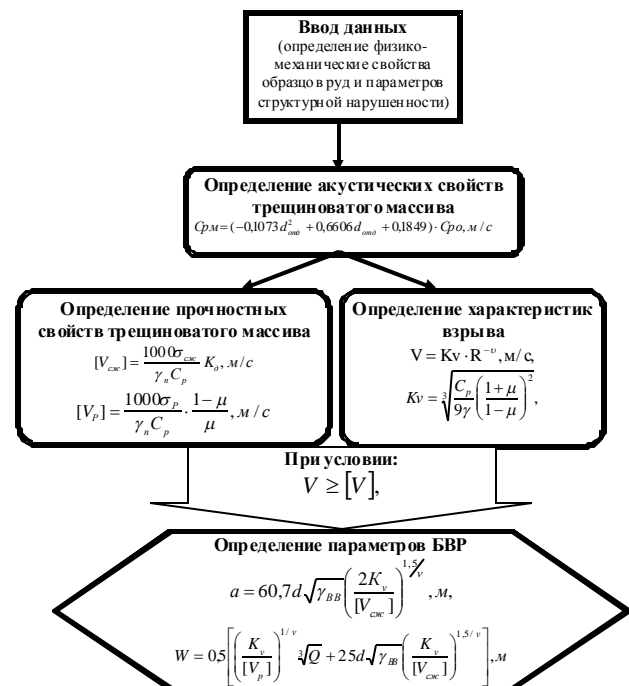


Рис. 2. Схема расчета параметров буровзрывных работ

Результаты расчета параметров сетки расположения скважин диаметром 89 и 110 мм в породах различных категорий трещиноватости представлены в **таблице**.

Анализ полученных результатов расчета для различных категорий трещиноватости пород и диаметров заряда показывает увеличение параметров сетки расположения зарядов в породах с меньшей категорией. Независимо от длины заряда расстояние между ними остается постоянным, в то время как при увеличении длины заряда на 5 м ЛНС увеличивается на 10%. Во всех случаях для отбойки сильнотрещиноватых руд величина ЛНС оказывается больше величины расстояния между зарядами. Коэффициент сближения в породах III категории и ниже может принимать значение 1,3–1,5. Так, в случае применения скважин диаметром 89 мм для руд III категории расстояние между зарядами равно 1,9 м, а в зависимости от длины заряда ЛНС изменяется от 2,3 до 2,8 м. Расстояние между зарядами и линия наименьшего сопротивления для скважин диаметром 110 мм относительно диаметра 89 мм в среднем увеличивается на 20 и 15% соответственно. Значение ЛНС, рассчитанное по зависимости Барона Л.И., оказывается меньше, чем определенное по предлагаемой методике. Расстояние между зарядами будет определяться величиной коэффициента сближения, который рекомендуется принимать равным 1–1,3 [5], в этом случае сетка расположения зарядов будет более густой.

Предлагаемый метод расчета параметров расположения зарядов был апробирован в промышленных условиях разработки месторождений, представленных сильнотрещиноватыми рудами, где в результате перехода на увеличенную сетку расположения зарядов снижение качества отбойки не подтверждено.

Таким образом, отбойка сильнотрещиноватых руд характеризуется увеличенными параметрами сетки расположения зарядов, т.е. меньшими энергетическими затратами, и обуславливается величиной расстояния между зарядами, которая характеризует отделение разрушаемого объема от основного массива.

Основные выводы и рекомендации по расчету параметров отбойки запасов при системах разработки с твердеющей закладкой, находящихся в состоянии

Параметры сетки расположения скважин в породах различной категории трещиноватости

Диаметр скважины, м	Категория пород по трещиноватости	Расстояние между торцами скважин а, м	Значения ЛНС, W при длине заряда, м			ЛНС, W по зависимости Барона Л.И. [5], м
			10	15	20	
0,089	IV	1,8	2,1	2,4	2,6	1,57
	III	1,9	2,3	2,6	2,8	1,87
	II и менее	2,4	2,7	3,0	3,3	2,2
0,110	IV	2,2	2,5	2,8	3,1	1,8
	III	2,4	2,7	3,0	3,3	2,15
	II и менее	3,0	3,1	3,5	3,8	2,5

повышенной нарушенности, состоят в следующем:

1. Массив вторичных камер является основным несущим элементом. На момент его отработки он характеризуется высокой степенью нарушенности, что осложняет процесс очистных работ и требует корректировки параметров отбойки. Отбойка руды в данных условиях должна быть своего рода «щадящей», т.е. энергии взрыва должно быть достаточно на отделение необходимого объема горной массы при условии сохранения целостности законтурного массива.

2. Отбойка сильнотрещиноватых руд требует значительно меньшего расхода ВВ, что объясняется разрушением массива в первую очередь по естественным структурным отдельностям. Снижение энергонасыщенности взрывного разрушения в первую очередь может быть достигнуто увеличением линии наименьшего сопротивления при тех же диаметрах и также путем уменьшения диаметра зарядов. Увеличенная сетка расположения при больших диаметрах зарядов, по сравнению с меньшими, приводит к неравномерному распределению энергии взрыва в отбиваемом слое, что снижает качество отбитой горной массы. В породах меньшей категории трещиноватости целесообразно применять заряды меньшего диаметра, а в породах более монолитных – диаметром 110 мм либо меньшим, но с соответствующим сгущением сетки расположения зарядов.

Список литературы

1. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М.: Недра, 1982.
2. Медведев С.В. Сейсмика горных взрывов. М.: Недра, 1964. 188 с.
3. Падуков В.А., Маляров И.П. Механика разрушения горных пород при взрыве. Иркутск: Изд-во Иркут. ун-та, 1985. 128 с.
4. Рац М.В., Чернышев С.Н. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. М.: Недра, 1970.
5. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: Справочное пособие. М.: Недра, 1993.

List of literature

1. Mosinets V.N., Abramov A.V. Destruction of fractured and disrupted rock. M.: Nedra, 1982.
2. Medvedev S.V. Seismic activity of rock explosions. M.: Nedra, 1964. 188 p.
3. Padukov V.A., Malyarov I.P. Mechanism of rock destruction in explosion. Irkutsk: Edition of Irkutsk University, 1985. 128 p.
4. Rats M.V., Chernyshev S.H. Fracturing and fractured rock properties. M.: Nedra, 1970.
5. Baranov A.O. Designing of process flow sheets and processes of ore deep-mined output: Reference book. M.: Nedra, 1993.

ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И УТИЛИЗАЦИИ ОБРАЗОВАНИЙ И ОТХОДОВ

УДК 622.341

Панычев А.А., Никонова А.П.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ КАРБОНАТА КАЛЬЦИЯ ИЗ ОТВАЛОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЦЕМЕНТА

Значительные площади заняты отвалами карбонатов кальция, представляющими собой отсева известняков дробильно-сортировочных фабрик (ДСФ). Освобождение земель от отходов, вовлечение в сферу производства техногенных минеральных ресурсов является важнейшей задачей.

Нами исследована возможность извлечения карбоната кальция из техногенного материала Аккермановских отвалов (вблизи г. Новотроицка) для использования полученного продукта на цементном заводе согласно требованиям производства к сырью.

Вещественный состав материала. Для изучения вещественного состава была отобрана представительная проба техногенного материала со всех отвалов. Исследуемая представительная проба имела крупность 0–25 мм. Полезным компонентом в отобранной пробе материала может служить известняк, очищенный от нерастворимого остатка в сросках и примазках. Разновидности известняков: кристаллические, органогенные, афонитовые.

Кристаллические известняки, в большинстве случаев, имеют белую или светло-серую окраску, изредка с желтоватым или розовым оттенком, часто пересечены тонкими прожилками вторичного кальцита. Под микроскопом кристаллическая разновидность известняка состоит из карбоната кальция, в большинстве случаев перекристаллизованного. В зависимости от степени перекристаллизации структура их меняется: от ступенчатой или афонитовой структуры до гранобластической. Известняк первой генерации состоит из желтой аморфной массы с размерами зерен до 0,01 мм. Вторичный кальцит имеет гранобластную структуру с размерами зерен от 0,01 до 0,5 мм.

Органогенные известняки белого или светло-серого цвета состоят из раковин брахиопод, пелеципод, обломков криноидей и сцементированы мелкокристаллическим карбонатом кальция. В зависимости от характера фауны известняки делятся на брахиоподные и криноидные. Под микроскопом хорошо заметна органогенная структура. Видны обломки раковин, сцементированных мелкокристаллическим кальцитом, с размерами зерен от 0,02 до 0,03 мм.

Афонитовый известняк имеет серый или темно-серый цвет. Микрофауны в них не наблюдаются. Излом раковистый. Под микроскопом виден тонкозернистый кальцит. Размеры зерен очень малы. Изредка встреча-

ются отдельные зерна перекристаллизованного кристаллического кальцита с размерами зерен до 0,06 мм.

Ориентировочное соотношение разновидностей известняка в пробе в количественном отношении следующее: кристаллические – 80%, органогенные – 19%, афонитовые – 1%.

С целью определения возможности промывки известняка изучался химический, минералогический состав и свойства глинистых примазок, засоряющих известняк.

Глины, загрязняющие известняк, представляют собой полидисперсные системы, состоящие из различных глинистых минералов (природных алюмосиликатов) и обломков кварцита, роговой обманки, слюды, гематита и других компонентов.

Глинами принято считать породы, в которых содержание частиц мельче 0,005 мм достигает 30% и больше, а к глинистым породам относят породы с количеством зерен такой фракции от 5 до 30%.

Водные свойства (скорость и характер размокания, влагоёмкость, величина и влажность набухания и пр.), показатели пластичности, угол внутреннего трения и другие физические характеристики глин зависят в основном от содержания и природы глинистых минералов.

Исследуемые нами известняки Аккермановского месторождения залегают в контакте с железными рудами и характеризуются наличием карстовых воронок. Карсты заполнены преимущественно плотными железными глинами.

Известняк, поступивший из карьера на фабрику, имеет песчано-глинистые примеси, что ухудшает качество известняка и увеличивает процент потерь его при подготовке. При сухом исходном материале песчано-глинистые примеси уходят в мелкую фракцию (0–10 мм.), а при влажном (в дождливые дни, в дни снегопадов, сырые забои нижних горизонтов и пр.) происходит засорение в основном фракции 25–0 мм путем обмазывания кусков известняка глинистым веществом. На некоторых кусках известняка, находящихся при залегании на контакте с карстовыми образованиями, имеется жирная глина, трудно поддающаяся отмывке. Иногда глинистое вещество содержится в самом известняке, заполняя трещины и пустоты. Но это не характерное явление.

Основная масса глинистого вещества, засоряющая фракцию 25–0 мм при сыром сырье, состоит в основном из охристых бурожелезняковых руд и песчаных частичек, которые обмазывают кусочки известняка.

По предварительным опытам установлено, что глинистая примазка легко отмывается от известняка. Даже хорошо просушенные кусочки известняка с глинистой примазкой отмываются в воде без механического перемешивания под действием струи воды в течение 15–20 с.

Для изучения химического, минералогического состава и свойства глинистых примазок, засоряющих известняк, отбирались пробы с ленточных конвейеров № 6, 9, 14, с думпкаров, груженых отходами, со склада фр.0–25 на ДСФ № 2 и с отвала. Пробы отмывались в общий сосуд V=200 л до чистоты известняка CaO 54%. Полученные шламы отстаивали, осветляли, прозрачный раствор сбрасывали, остаток пропаривали. Сухой остаток сокращали методом кольца и конуса и квартованием.

В табл. 1 приводится химический состав глинистых примазок. Примечательно, что кроме H₂O в глинистые примазки уходят вредные примеси – фосфор и сера.

Нужно отметить, что известняки Аккермановского месторождения вообще отличаются малым содержанием фосфора и серы (P₂O₅=0,01%, SO₃=0,019%), и то, что сера и фосфор уходят отмывкой вместе с глинистыми примазками, повышает ценность процесса промывки.

С помощью микроскопа минералогическому анализу подвергали 14 проб, взятых с отвала, со склада фр. 0–25 мм, с думпкаров и с ленточных конвейеров № 6, 9, 14 ДСФ № 2.

Глинистые примазки состоят в основном из пестроцветных ожелезненных глин, концентрирующихся в верхних слоях и в карстовых полостях охристо-глинистой руды, имеющей наибольшее распространение на контакте с известняками.

Пестроцветные ожелезненные глины состоят из монтмориллонита, реже каолинита, зерен кварцита, кремнистых сланцев, в меньших количествах встречаются зерна яшмовидных пород, бурого железняка, полевого шпата, марганцевых минералов, единичных зерен слюды, талька, эпидота, турмалина. В большом количестве под микроскопом видны мелкие обломки известняка, возникшие, по-видимому, в процессе переработки сырья.

В состав охристо-глинистой примазки входит гидротетит, железистые хлориты, гидрогематит. Очень часто наблюдаются угловатые зерна кварца от 0,05 до 2,5 мм в поперечнике, разъеденные по краям и замещенные гидроокисями железа. Также в большом количестве видны мелкие обломки известняка.

Свойства глинистых примазок: цвет – буровато-коричневый, буровато-желтый, зеленовато-бурый; объёмный вес – 2,0 г/см³; магнитная часть – 3–10%; растворимая часть – 23%; пористость – 44,3%, которая определялась по формуле

$$P = \left(1 - \frac{D}{\gamma} \right) \cdot 100\% ,$$

где D – объёмный вес высушенного образца; γ – удельный вес глины.

Форма глинистых агрегатов неодинакова: одни имеют вид волокон, удлинённых пластинок, другие – листовидные, овальные, чешуйчатые.

Количество зерен размером мельче 0,005 мм в глинистых примазках составляет 10–15%.

Минеральные компоненты имеют рыхлую структуру, характеризуются слабым сцеплением, обладают высокими фильтрационными свойствами.

Наблюдения под микроскопом за явлением распада глинистых примазок показывают, что процесс распада возникает после максимального набухания монтмориллонита (MgO·Al₂O₃·5SiO₂+H₂O). Время набухания монтмориллонита (агрегата круглой пластинки Ø 4 мм) – 6 с.

Оценка показателей обогащения действующих фабрик. Методами математической статистики с целью оценки и сравнения с идеальными показателями определили качественные и количественные показатели исходного продукта фракции 0–25 мм и продуктов грохочения при существующих технологических схемах переработки.

Выборка произведена из оперативных журналов среднесменных химанализов продуктов переработки известняка на ДСФ-1 и ДСФ-2 Аккермановских известняковых фабрик в строгом соблюдении объективности при отборе отдельных проб, составлены интервальные вариационные ряды по содержанию CaO и H₂O из 34 проб исследуемой фракции.

Из данных этих рядов видно, что наименьшее значение содержания CaO в пробе – 32,2, а наибольшее – 53,6%. Наименьшее значение содержания H₂O в пробе – 1,28, а наибольшее – 23,2%.

Вычислены средневзвешенные арифметические значения вариационных рядов, которые равны:

а) для содержания CaO в исходном исследуемом продукте

$$X_{CaO} = \frac{\sum C_i m_i}{\sum m_i} = 45,6\% ;$$

б) для содержания нерастворимого остатка (H₂O) в исходном исследуемом продукте

$$X_{H_2O} = \frac{\sum C_i m_i}{\sum m_i} = 8,79\% ;$$

в) математическая обработка ситового анализа продуктов дробильно-сортировочных фабрик позволяет считать выход фракции 0–25 мм γ=29%.

Аналогичным образом определены показатели: готового продукта

γ_{от исх} = 51,8%, γ'_{от опт.} = 15,0%, β_{CaO} = 49,5%,
β_{H₂O} = 3,6%, E_{CaO} = 56,3%, E_{H₂O} = 21,2%;
отходов

γ_{от исх} = 48,2%, γ'_{от опт.} = 14,0%, β_{CaO} = 41,4%,
β_{H₂O} = 14,37%, E_{CaO} = 43,7%, E_{H₂O} = 78,8%.

Таблица 1

Результаты химического анализа глинистых примазок отходов известняка фракции 0–25 мм

Компоненты	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	P	п.п.п.	Влага при 110°С
Содержание, %	28,8	7,5	17,0	25,2	4,0	0,24	0,064	10,5	6,0

Результаты исследования, полученные методом математической статистики, с поправками по балансу сведены в табл. 2.

Определение идеально возможных показателей при обогащении. С этой целью физико-минералогическим методом, изложенным ниже, определяли параметры раскрытия зёрен карбоната кальция.

По данной методике определяются идеальные показатели обогащения при заданном измельчении и данном уровне обогащения через параметры раскрытия и величину ω_0 (содержание (доля) полезной фазы, являющейся качественной границей между сростками, идущими в готовый продукт, и сростками, идущими в отходы при данной технологии обогащения).

Идеальными показателями обогащения назовем содержание полезной фазы в готовом продукте β_n , выход готового продукта γ_n , извлечение полезной фазы в готовый продукт E_n и содержание полезной фазы в отходах Θ_n , получаемых при данном уровне обогащения ω_0 , при условии полного извлечения открытых полезных частиц n и сростков с содержанием полезной фазы $> \omega_0$ в готовый продукт, а нерастворимый остаток t и сростков с содержанием полезной фазы $< \omega_0$ – в отходы.

Техническими показателями обогащения β, γ, E, Θ будем называть показатели, получаемые при том же уровне обогащения ω_0 , но в промышленных условиях. Эти последние показатели всегда будут отличаться от идеальных и связаны с ними переходными коэффициентами $K_\beta, K_\gamma, K_E, K_\Theta$, которые можно назвать коэффициентами технологического несовершенства. Величина этих коэффициентов будет различна в зависимости от разновидности известняка по месторождению принятого метода и технологии обогащения. Отклонение каждого из них от единицы определяется степенью засоренности готового продукта открытыми зёрнами нерастворимого остатка и сростками с содержанием полезной фазы $< \omega_0$, отходов – полезными частицами и сростков с содержанием полезной фазы $> \omega_0$.

Выражая содержание полезной фазы в долях единицы и принимая сростки m как сумму бедных и богатых сростков m_1 и m_2 соответственно с содержанием полезной фазы:

$$\omega_1 = \frac{\omega_0}{2} \text{ и } \omega_2 = \frac{1 + \omega_0}{2},$$

получим

$$\omega \cdot m = \frac{\omega_0}{2} m_1 + \frac{1 + \omega_0}{2} m_2,$$

откуда

$$m_2 = m(2\omega - \omega_0),$$

если n – содержание открытых частиц фазы А (полезной); m – содержание сростков фаз А и Б; t – содержание открытых частиц фазы Б,

$$n + m + t = 1.$$

По данным статистической обработки минералогического исследования имеем показатели: $n=0,760$; $m=0,210$; $t=0,030$; $\omega=0,460$; $\omega_0=0,220$, где ω – доля полезного в сростках; ω_0 – доля полезного, являющаяся качественной границей между сростками, идущими в готовый продукт и сростками, идущими в отходы.

Содержание известняка в идеальном готовом продукте будет равно

$$\beta_n = \frac{n + \omega_2 m}{n + m_2} = \frac{2n + m(1 + \omega_0)(2\omega - \omega_0)}{2[n + m(2\omega - \omega_0)]} = \frac{2 \cdot 0,76 + 0,21(1 + 0,22)(2 \cdot 0,46 - 0,22)}{2[0,76 + 0,21(2 \cdot 0,46 - 0,22)]} = \frac{1,699}{1,814} = 0,936,$$

т.е. содержание СаО в идеальном готовом продукте, полученном из фракции 0–25 мм, должно быть: $\beta_n = 52,41\%$.

Выход идеального годного продукта, выраженный в параметрах раскрытия, будет равен (при $C_A + t = 1$):

$$\gamma_n = n + m(2\omega - \omega_0) = 0,907.$$

Извлечение, представляющее собой долю известняка, извлеченного в готовый продукт, составит: если C_A – выход полезной смеси (известняковые частицы + сростки),

$$C_A = n + m_1 + m_2,$$

Таблица 2

Показатели обогащения известняков фракции 0–25 мм Аккермановских дробильно-сортировочных фабрик

Номер продукта	Наименование продукта	Производительность Q, т/сут	Выход, %		Содержание, %		Извлечение, %		Производительность по компоненту, т/сут	
			от исходного γ	от операции γ'	карбоната кальция β_{CaO}	нерастворимый остаток β_{H_2O}	карбоната кальция E_{CaO}	нерастворимый остаток E_{H_2O}	карбоната кальция P_{CaO}	нерастворимый остаток P_{H_2O}
1	Поступает: Исходный продукт обогащения (фр. 0–25)	2600	100,0	29,0	45,6	8,79	100	100	1186	228
2	Выходит: Готовый продукт (фр. 10–25 мм)	1347	51,8	15,0	49,5	3,60	56,3	21,2	667	49
3	Отходы (фр. 0–10 мм)	1253	48,2	14,0	41,4	14,3	43,7	78,8	51,9	179

Таблица 3

ω_1, ω_2 – соответственно доля содержания известняковой фазы в бедных и богатых сростках; m_1, m_2 – бедные и богатые сростки известняковой фазы; A – известняковая фаза,

$$A = n + \omega_1 m_1 + \omega_2 m_2 = 1,233.$$

$$\begin{aligned} \varepsilon_n \frac{n + \omega_2 \cdot m_2}{A} &= \\ &= \frac{n + 0,5 \cdot (1 + \omega_0) \cdot (2\omega - \omega_0) \cdot m}{A} = \\ &= \frac{0,760 + 0,5 \cdot (1 + 0,220) \cdot (2 \cdot 0,460 - 0,220) \cdot 0,210}{1,233}, \\ \varepsilon &= 96,6\%. \end{aligned}$$

Содержание известняковой фазы на СаО в отходах будет равно

$$\begin{aligned} \nu_n \frac{\omega_1 \cdot m_1}{m_1 + t} \frac{0,5 \cdot \omega_0 \cdot (1 - 2\omega + \omega_0) \cdot m}{(1 - 2\omega + \omega_0) \cdot m + t} &= \\ &= \frac{0,5 \cdot 0,220 \cdot (1 - 2 \cdot 0,460 + 0,220) \cdot 0,210}{(1 - 2 \cdot 0,460 + 0,220) \cdot 0,210 + 0,030} = 0,075, \end{aligned}$$

или 7,5%.

Идеальные показатели обогащения, полученные физико-минералогическим методом, которые можно достигнуть при полном раскрытии полезных зёрен и современном уровне обогащения, сведены в табл. 3.

Обсуждение показателей обогащения. Из табл. 2 видно, что существующие показатели обогащения не удовлетворяют промышленность при современном уровне развития. Так, готовый продукт имеет низкое содержание карбоната кальция (49,5%) при малом извлечении (56,3%) и неприемлемо высокое содержание нерастворимого остатка (3,60%), а в отходы уходит довольно высокий процент полезного компонента (43,7%) с содержанием 41,4%.

В то же время из табл. 3 видно, что возможно получение из фракции 0–25 мм продукта 1-го сорта с содержанием СаО более 52% и нерастворимого остатка (Н.О) согласно стандарту менее 2% и при этом повысить выход годного продукта до 90,7%, при извлечении карбоната кальция 96,9%.

Коэффициенты технологического несовершенства $K_\beta, K_\gamma, K_\varepsilon, K_\nu$ по полезному компоненту соответственно равны 0,94; 0,57; 0,58; 14,09, что указывает на широкие возможности совершенствования технологии переработки.

Следовательно, требуется изыскание путей совершенствования технологии действующих фабрик.

Совершенствование технологии переработки. Нами проведены испытания обогатимости фракции 0–25 мм сухим грохочением с различными ячейками сит.

Сухое грохочение осуществлялось на ситах с размерами ячеек 20×20, 16×16, 10×10, 5×5, 2,5×2,5, 1×1 мм.

При этом преследовалась цель – определение оптимального размера ячейки при высокой эффективности грохочения известняка фракции 0–25 мм на грохотах.

Идеальные показатели обогащения при полном раскрытии полезных зёрен

Номер продукта	Наименование продукта	Выход, %		Содержание, %		Извлечение карбоната кальция E_{CaO} , %
		от исходного γ	от операции γ'	карбоната кальция β_{CaO}	нерастворимого остатка $\beta_{н.о}$	
1	Поступает: Исходный продукт (фр. 0–25 мм)	100,0	29,0	45,6	8,79	100,0
2	Выходит: Идеальный готовый продукт	90,7	26,3	52,4	0,92	96,9
3	Идеальные отходы	9,3	2,7	7,5	79,8	3,10

Испытания проводили в производственных условиях на Аккермановской дробильно-сортировочной фабрике № 2 продолжительностью пять суток. Регулировкой угла наклона сит вибрационных грохотов, тщательной их очисткой от налипшего материала создавались условия для высокой эффективности грохочения. Пробы отбирались через каждые 20 мин, рассевались и анализировались. Показатели за сутки обрабатывались методами математической статистики и вносились в итоговую таблицу (табл. 4).

С помощью табл. 4 вычислили выход фракции 10–25 мм, который составил в среднем:

$$\begin{aligned} \gamma_{10-25} &= \frac{45,3 \cdot 4770 + 43,4 \cdot 1730 + 42,4 \cdot 2983 + 48,6 \cdot 3680 + 43,3 \cdot 2348}{15511} \\ &= 45,01\%, \end{aligned}$$

при содержании СаО

$$\begin{aligned} \beta_{CaO} &= \frac{51,3 \cdot 45,3 + 49,8 \cdot 43,4 + 51,2 \cdot 42,4 + 47,1 \cdot 48,6 + 49,9 \cdot 43,3}{223} \\ &= 49,80\% \end{aligned}$$

и нерастворимого остатка

$$\begin{aligned} \beta_{н.о} &= \frac{1,06 \cdot 45,3 + 1,64 \cdot 43,4 + 2,45 \cdot 42,4 + 4,17 \cdot 48,6 + 2,53 \cdot 43,3}{223} \\ &= 2,4\%. \end{aligned}$$

Выход же фракции 5–25 мм составил в среднем

$$\begin{aligned} \gamma_{5-25} &= \frac{69,9 \cdot 4770 + 60,1 \cdot 1730 + 73,4 \cdot 2983 + 73,6 \cdot 3680 + 66,0 \cdot 2348}{15511} \\ &= 59,9\%, \end{aligned}$$

при содержании СаО

$$\begin{aligned} \beta_{CaO} &= \frac{50,57 \cdot 69,9 + 49,0 \cdot 60,1 + 51,0 \cdot 73,4 + 45,5 \cdot 73,6 + 50,06 \cdot 66}{343} \\ &= 49,20\% \end{aligned}$$

и нерастворимого остатка

$$\begin{aligned} \beta_{н.о} &= \frac{1,64 \cdot 69,9 + 3,79 \cdot 60,1 + 2,33 \cdot 73,4 + 5,1 \cdot 73,6 + 2,46 \cdot 66}{343} = 3,1\%. \end{aligned}$$

Выводы

1. Для изыскания возможности извлечения карбоната кальция из техногенного материала для использования полученного продукта на цементном заводе изу-

Таблица 4

Результаты промышленных испытаний грохочения отсевов известняков из отвалов

Класс, мм	Выход частный, т		Влаги, т/%	Выход частный, %	Содержание, %		Выход суммарный, %	Среднее содержание во фр. 10–25, фр. 5–25, %	
	влажного	сухого			СаО	Н ₂ О		СаО	Н ₂ О
20–25	127	125	2	2,6	54,59	0,40	—		
16–20	617	605	12	12,7	52,62	0,10	15,3		
10–16	1460	1450	10	30,0	50,65	1,10	45,3	51,30	1,06
5–10	1200	1185	15	24,6	49,24	2,71	69,9	50,57	1,64
2,5–5	520	500	20	10,3	47,55	3,80	80,2		
1–2,5	525	510	15	10,8	45,30	6,43	91,0		
0–1	421	400	21	8,7	44,74	6,80	100		
Итого:	4870	4770	100/2,05	100	49,31	2,81			
20–25	180	170	10	9,8	49,24	3,95	—		
16–20	310	285	25	16,9	50,65	3,76	26,7		
10–16	300	300	0	16,7	48,96	5,18	43,4	49,8	1,64
5–10	300	280	20	16,7	46,99	7,74	60,1	49,0	3,79
2,5–5	210	200	10	11,2	46,43	8,42	71,3		
1–2,5	230	215	15	11,4	44,46	9,72	82,7		
0–1	305	280	25	16,9	45,87	8,7	100		
Итого:	1835	1730	105/5,17	100	47,83	6,58			
20–25	300	285	15	9,8	51,21	2,4	—		
16–20	350	340	10	11,4	52,9	1,3	21,2		
10–16	650	638	12	21,2	50,93	3,1	42,4	51,2	2,45
5–10	950	945	5	31,0	50,65	2,16	73,4	51,0	2,33
2,5–5	310	300	10	10,0	48,68	3,56	83,4		
1–2,5	330	315	15	10,9	47,27	4,2	94,3		
0–1	170	160	10	5,7	46,04	4,65	100		
Итого:	3060	2983	77/3,5	100	50,22	2,77			
20–25	242	235	7	6,4	46,43	4,16	—		
16–20	562	530	32	14,4	47,56	4,12	20,8		
10–16	1170	1080	90	29,3	47,28	4,20	50,1	47,1	4,17
5–10	995	865	130	23,5	43,34	6,96	73,6	45,5	5,10
2,5–5	835	680	155	18,4	40,80	8,66	92,0		
1–2,5	380	243	90	6,6	41,65	8,04	98,6		
0–1					не просеивалась		100		
Итого:	4184	3680	504/12,2	100,0					
20–25	185	183	2	7,5	51,78	1,38	—		
16–20	270	265	5	10,9	48,68	2,76	18,4		
10–16	615	590	25	24,9	50,1	2,78	43,3	49,92	2,53
5–10	560	535	25	22,7	50,37	2,32	66,0	50,06	2,46
2,5–5	345	325	20	14,0	47,84	4,34	80,0		
1–2,5	395	365	30	16,0	45,87	5,18	96,6		
0–1	95	85	10	3,85	46,47	4,4	100		
Итого:	2465	2348	117/4,78	100,0	48,8	3,3			

чен вещественный состав известняка фракции 0–25 мм в отвалах.

Изучен химический, минералогический состав и свойства загрязняющих известняк фр. 0–25 мм глинистых примазок. Доказано их резкое отличие от карстовых и контактных глин (жирных, плохо промываемых глин). Минералогические компоненты имеют рыхлую структуру, характеризуются слабым сцеплением, хорошо отмываются от известняка.

2. Методами математической статистики определены качественные и количественные показатели исходного продукта и продуктов грохочения при существующих технологических схемах переработки на действующих дробильно-сортировочных фабриках:

исходный продукт

$$\gamma'_{\text{от опт.}}=29,0\%, \beta_{\text{СаО}}=45,6\%, \beta_{\text{Н}_2\text{О}}=8,79\%;$$

готовый продукт

$$\gamma_{\text{от исх}}=51,8\%, \gamma'_{\text{от опт.}}=15,0\%, \beta_{\text{СаО}}=49,5\%,$$

$$\beta_{\text{Н}_2\text{О}}=3,6\%, E_{\text{СаО}}=56,3\%, E_{\text{Н}_2\text{О}}=21,2\%;$$

отходы

$$\gamma_{\text{от исх}}=48,2\%, \gamma'_{\text{от опт.}}=14,0\%, \beta_{\text{СаО}}=41,4\%,$$

$$\beta_{\text{Н}_2\text{О}}=14,37\%, E_{\text{СаО}}=43,7\%, E_{\text{Н}_2\text{О}}=78,8\%.$$

3. Физико-минералогическим методом определены параметры раскрытия зёрен карбоната кальция, что позволило узнать идеальные показатели обогащения:

готовый продукт

$$\gamma_{\text{от исх}}=90,7\%, \gamma'_{\text{от опт.}}=26,3\%, \beta_{\text{СаО}}=52,4\%,$$

$$\beta_{\text{Н}_2\text{О}}=0,92\%, E_{\text{СаО}}=96,9\%;$$

отходы

$$\gamma_{\text{от исх}}=9,3\%, \gamma'_{\text{от опт.}}=2,7\%, \beta_{\text{СаО}}=7,5\%,$$

$$\beta_{\text{Н}_2\text{О}}=79,8\%, E_{\text{СаО}}=3,10\%.$$

4. Сравнение существующих показателей обогащения с идеальными позволяет судить о несовершенстве технологии переработки фр. 0–25 мм на Аккермановских фабриках и возможности изыскания путей улучшения технологии и повышения показателей обогащения.

Сухое грохочение показало целесообразность установки на грохотах сит с размером ячеек 5×5 мм, 10×10 мм.

При установке сит с размером ячеек 5×5 мм по сравнению с ячейками 10×10 мм в готовом продукте содержание СаО снижается на 0,6% и повышается нерастворимый остаток на 0,7%, оставаясь в пределах 3-го сорта, однако выход готового продукта увеличивается на 10,1%. Для улучшения рассеивания следует применить электроподогрев нижнего сита и установить резонансные ударники.

5. Доказана возможность переработка техногенных материалов из отвалов путём извлечения из них карбоната кальция, пригодного для использования при производстве цемента, при этом будут освобождаться для оборота земельные

площади и улучшаться экологическая обстановка в регионе.

ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 621.74.018.256

Вдовин К.Н., Ячиков И.М., Антонов М.В., Цыбров С.В., Авдиенко А.В.

ТЕХНОЛОГИЯ ЦЕНТРОБЕЖНОГО ЛИТЬЯ ПРОКАТНЫХ ВАЛКОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НАРУЖНЫХ ХОЛОДИЛЬНИКОВ

Метод центробежного литья до последнего времени не был востребован отечественными вальцелитейными заводами для производства прокатных валков ввиду отсутствия теоретических и экспериментальных данных по использованию разнородных по химическому составу металлов для получения массивных композиционных отливок, обладающих необходимыми свойствами.

За последние годы ситуация изменилось. Так, в ЗАО «Механоремонтный комплекс» ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» (ЗАО «МРК») появились две центробежные машины для отливки как листовых, так и сортовых валков. Влияние технологических и температурных параметров литья на качество производимых валков не изучено в полной мере. В связи с этим, брак при освоении производства центробежно-литых сортовых валков в ЗАО «МРК» довольно высок. Основная причина брака связана с некачественным свариванием двух металлов: рабочего слоя и металла, формирующего сердцевину и шейки валка.

Технология центробежного литья сортовых валков в ЗАО «МРК» заключается в следующем. Литейная форма (рис. 1, а) состоит из полый изложницы 1, двух опок с отформованными шейками 3 и гладкой вставки 4, которая формирует рабочий слой валка. Металл рабочего слоя 2 заливается во вращающуюся вокруг своей

оси форму через специальное заливочное устройство. После окончания затвердевания рабочего слоя вращение останавливают, форму извлекают из центробежной машины, устанавливают в кессоне вертикально и сверху заливают металл сердцевины. Калибры на бочке нарезают в процессе механической обработки валка.

Если требуемая толщина отливки рабочего слоя превышает 110–120 мм, то часть металла 2, заливаемого в сборную форму, неизбежно попадает на формы шеек валка (см. рис. 1, а). Причем в местах расположения галтелей толщина слоя жидкого металла, соприкасающегося с огнеупорным песчано-глинистым составом (ПГС), максимальна и приближается к толщине металла, контактирующего со стальной вставкой (рис. 1, б).

Вследствие различия теплофизических характеристик стали и ПГС, средняя скорость затвердевания металла, формирующего бочку валка, значительно выше средней скорости затвердевания металла, формирующего галтели. Рассчитанное с помощью программных продуктов [1, 2] распределение температур по сечению рабочего слоя валка 450×900×230 на протяжении процесса затвердевания показано на рис. 2. Видно формирование светлых колец, соответствующих более высокой температуре в районе галтелей валка по сравнению с остальным металлом (рис. 2, в, г). Разница температур составляет 40–50°С. Другими словами, по окончании затвердевания бочки валка, металл, формирующий галтели, еще находится в твердом состоянии, и, следовательно, остановить вращение изложницы невозможно (см. рис. 2, в).

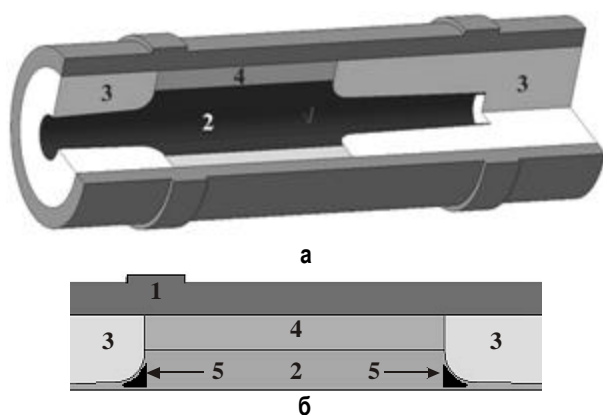


Рис. 1. Схематическое изображение отливки рабочего слоя сортопрокатного валка 450×900×230 в литейной форме (а) и размещение в ней тепловых узлов (б): 1 – изложница; 2 – рабочий слой; 3 – формы шеек; 4 – вставка; 5 – места размещения тепловых узлов кристаллизации

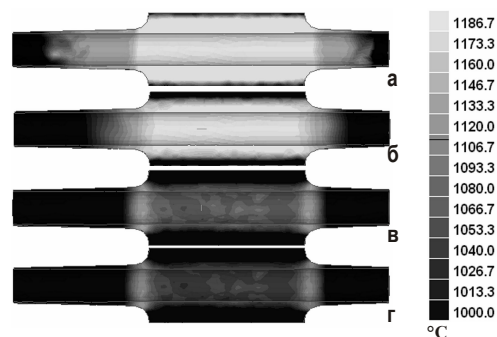


Рис. 2. Распределение температур по сечению рабочего слоя валка 450×900×230: а – через 5 мин; б – через 20 мин; в – через 40 мин; г – через 45 мин после окончания заливки

После окончания затвердевания металла, формирующего галтели, температура рабочего слоя равна $T_c - 80 (\pm 10)^\circ\text{C}$ (T_c – температура солидуса металла рабочего слоя). После остановки изложницы и перед заливкой металла сердцевины получали значения этой температуры, лежавшие в пределах $T_c - 110 (\pm 10)^\circ\text{C}$ и $T_c - 160 (\pm 10)^\circ\text{C}$ соответственно. При такой температуре флюс, защищающий внутреннюю поверхность рабочего слоя от окисления и переохлаждения, становится очень густым и не вытекает из изложницы (максимальная доля вытекшего флюса составляет 20%). Большая его часть остается на внутренней поверхности рабочего слоя. Во время заливки даже сильно перегретого металла сердцевины ($>T_n + 260^\circ\text{C}$, T_n – температура ликвидуса металла рабочего слоя), полного смыва флюса и подплавления металла рабочего слоя по всей площади контакта слоев не происходит. В результате получали высокий процент брака по некачественному свариванию рабочего слоя и сердцевины.

Для получения необходимой температуры внутренней поверхности рабочего слоя требовалось уравнивать средние скорости затвердевания металлов, формирующих галтели и бочку валка. Для достижения этого были возможны два пути. Первый путь предполагал уменьшение скорости затвердевания бочки валка до скорости затвердевания галтелей. Второй путь основывался на увеличении скорости затвердевания металла, формирующего галтели валка до скорости затвердевания бочки. Увеличить время затвердевания металла, формирующего бочку валка, возможно только повысив температуру вставки перед заливкой и применив краску с более низкой теплопроводностью или намазку в качестве антипригарного покрытия вставки. Однако практика производства валков центробежным способом показывает, что нужно стремиться увеличивать среднюю скорость затвердевания, так как при ее уменьшении всегда получается огрубление микроструктуры и увеличение балла включений графита.

Из литературы известны различные способы увеличения скорости отвода тепла от локальных участков отливки при литье в песчано-глинистую форму [3]. Один из них заключается в том, что участки формы рядом с тепловыми узлами кристаллизации металла набивают песчано-глинистым составом, смешанным с чугунными или стальными опилками (дробью) в пропорции примерно 6:4. Теплопроводность такой смеси на порядок выше, чем у обычного состава, поэтому скорость затвердевания металла отливки в местах контакта со смесью ПГС и стальных опилок (дробь) на 20–40% выше, чем в местах контакта с обычной смесью. Апробацию этого способа выполняли в производственных условиях ЗАО «МРК». Стаканы для формовки верхней и нижней шеек валков $450 \times 900 \times 230$ в районе галтелей набивали огнеупорным песчано-глинистым составом, смешанным со стальными опилками в пропорциях 7:3, 6:4. Остальные части форм набивали обычным огнеупорным составом. Схема формовки шейки валка показана на рис. 3, а.

После покраски, сушки и сборки литейной формы осуществляли выдержку изложницы на центробежной машине при номинальных оборотах в течение 5 мин без заливки металла. После остановки вращения изложницы видели, что формовочный состав со стальными опилками растрескивается, частично осыпается, что недопустимо по технологии. На основании серии неудачных опытов сделали вывод о непригодности данного способа повышения скорости отвода тепла от тепловых узлов кристаллизации для центробежного литья прокатных валков.

Другой способ увеличения скорости затвердевания и дальнейшего охлаждения локальных участков отливки связан с использованием чугунных (стальных, медных) холодильников, помещаемых непосредственно в тело формы (рис. 3, б). Такие холодильники, обладая высокой теплопроводностью, эффективно отводят тепло от граничных с ними участков отливки и передают отведенное тепло относительно холодным областям песчано-глинистой формы, которые непосредственно с отливкой не контактируют.

Проведенные исследования с использованием компьютерного моделирования [2] показали, что для эффективного отвода тепла от тепловых узлов кристаллизации валков с глубиной рабочего слоя 120–140 мм подходят стальные бандажные кольца, изготовленные

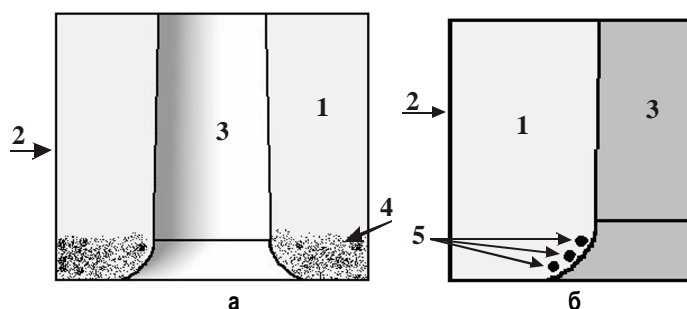


Рис. 3. Способы увеличения скорости затвердевания металла: формовка шеек валка огнеупорным составом, смешанным со стальными опилками (а), использование наружных холодильников (б); 1 – огнеупорный формовочный состав; 2 – опoka; 3 – модель; 4 – огнеупорный состав, смешанный со стальными опилками; 5 – холодильники

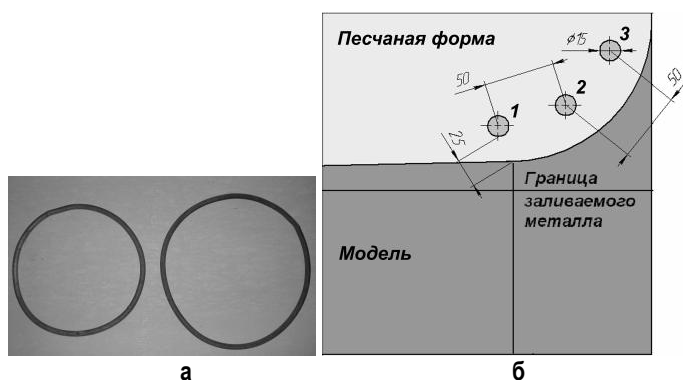


Рис. 4. Бандажные кольца (а) и схема их установки при формовке шеек валка $450 \times 900 \times 230$ (б); 1, 2, 3 – холодильники

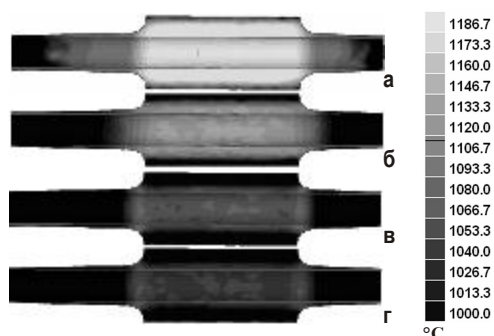


Рис. 5. Распределение температур по сечению рабочего слоя вала 450×900×230 с применением внутренних холодильников:
а – через 5 мин; б – через 20 мин; в – через 40 мин;
г – через 42 мин после окончания заливки

из стержней сечением 15 мм. Изготовленные кольца показаны на **рис. 4, а**. Расчетным путем установили, что для лучшего отвода тепла желательно, чтобы расстояние от кольца до отливки было минимальным (10–15 мм). Однако на практике, при установке кольца ближе, чем на 20 мм от отливки, при вращении формы формовочный состав в районе колец раскрошился, осыпался, что вело к повреждению формы. Расстояние от кольца до отливки пришлось увеличить до 25–30 мм, что привело к прекращению осыпания состава.

Формы набивали при помощи пневмоотрабковки. Разработанная схема установки колец при формовке шеек вала 450×900×230 показана на **рис. 4, б**. Первое кольцо устанавливали на расстоянии 40–50 мм от

нижнего края формы. Второе – на расстоянии 50 мм от первого, третье – на расстоянии 50 мм от второго. Расстояние от каждого кольца до модели – 25–30 мм.

Тепловой расчет отливки рабочего слоя вала 450×900×230 с применением наружных холодильников показан на **рис. 5**. Видно, что холодильники понижают температуру металла в тепловых узлах кристаллизации. Затвердевание расплава в районе галтелей оканчивается примерно в одно и то же время, что и металла, формирующего бочку вала. Разница между температурой металла на внутренней поверхности рабочего слоя в районе галтелей и на бочке минимальна и составляет 5–15°С.

В результате внедрения новой технологии время полного затвердевания рабочего слоя уменьшилось на 2–3 мин по сравнению с исходной технологией литья. Это позволило останавливать вращение формы раньше и, таким образом, получать более высокую температуру контактной поверхности отливки. При литье валков по предложенной нами технологии получали значения этой температуры, лежащие в пределах $T_c-40\dots T_c-60^\circ\text{C}$ (после остановки изложницы) и $T_c-80\dots T_c-100^\circ\text{C}$ (перед заливкой металла сердцевины). Внутренняя поверхность рабочего слоя валков, отлитых по новой технологии, монохромна; ярко выраженных светлых колец (характерных для старой технологии) в районе галтелей нет.

Использование технологии литья валков с применением наружных холодильников в ЗАО «МРК» позволило на треть снизить брак по некачественному свариванию слоев при производстве сортовых валков с глубиной рабочего слоя 120–140 мм.

Список литературы

1. Центробежное литье прокатных валков. Свидетельство об отраслевой регистрации разработки № 11814 / И.М. Ячиков, К.Н. Вдовин, М.В. Антонов. М.: ФГНУ «Государственный координационный центр информационных технологий», 2008. № 50200802315.
2. Система компьютерного моделирования литейных процессов «МКМ LVMFlow» // www.lvm.mkmssoft.ru.
3. Будагьянц Н. А., Каррский В. Е. Литые прокатные валки. М.: Металлургия, 1983. 175 с.

List of literature

1. Spun casting of the forming rolls. Certificate of the branch registration № 11814 / I.M. Yachikov, K.N. Vdovin, M.V. Antonov. M.: FSSU "State coordination centre of information technologies", 2008. № 50200802315.
2. Computer modeling system of foundry processes "MKM LVMFlow" // www.lvm.mkmssoft.ru.
3. Budagyants N.A., Karsky V.E. Cast forming rolls. M.: Metallurgy, 1983. 175 p.

УДК 658.56

Вдовин К.Н., Давыдов А.В.

КАЧЕСТВО ИЗГОТОВЛЕНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ПРОКАТНЫХ ВАЛКОВ С ТОЧКИ ЗРЕНИЯ ПРИНЦИПОВ СТАНДАРТОВ СЕРИИ ISO 9000

Основными деталями любого стана холодной прокатки являются рабочие валки. Эффективность их работы во многом определяется не только качеством их изготовления, но и качеством эксплуатации. В ремонтно-механическом цехе (РМЦ) Магнитогорского метизно-калибровочного завода «ММК-МЕТИЗ»,

производятся валки для стана 400 цеха ленты холодного проката (ЦЛХП).

Наиболее характерным для зарубежных систем менеджмента качества является смещение контроля качества продукции с конечного этапа жизненного цикла. Основная цель – не фиксация дефектов и брака

путем контроля, а именно их предупреждение с помощью различных мероприятий.

В основу стандартов ISO 9000:2000 легла концепция Всеобщего Менеджмента Качества (14 принципов Э. Деминга), основная суть которых – это управление организацией на основе качества для повышения удовлетворенности потребителей и других заинтересованных сторон.

В основу модели Системы Менеджмента Качества (СМК), предложенной в ISO 9000, легли 8 принципов:

- Ориентация на потребителя.
- Лидерство руководства.
- Вовлечение персонала.
- Процессный подход к деятельности.
- Системный подход к менеджменту.
- Постоянное улучшение деятельности.
- Принятие решений, основанных на фактах.
- Взаимовыгодные отношения с поставщиками.

Таким образом, одним из важных элементов системы менеджмента качества является оценка ее результативности с целью принятия адекватных управленческих решений, направленных на обеспечение и повышение качества продукции, удовлетворенность потребителей, постоянное улучшение деятельности организации и СМК в частности [2].

С августа 2007 года совместными усилиями МГТУ (каф. ЭМ и ЛП) и ОАО «ММК-МЕТИЗ» была проведена работа по совершенствованию технологии производства рабочих валков для стана 400 ЦЛХП. В результате совершенствования технологии производства валков удалось увеличить твердость поверхностного слоя валков в среднем с 85 до 92 HSD. Комплекс проведенных мероприятий позволил увеличить среднюю стойкость рабочих валков на стане 400 ЦЛХП с 620 т в сентябре 2007 г. до 852 т в июле 2008.

Была проведена оценка качества рабочих валков по производительности прокатного стана и эффективности эксплуатации валков.

Исследование показало, что такие причины выхода валков в брак, как трещина, выкрошка, карбидная сетка, брак или облом шейки были минимизированы или полностью исключены (их суммарная доля составила 4%). В данный момент основной причиной выхода валков из строя является отслоение закаленного поверхностного слоя (96%).

При холодной прокатке под воздействием переменных контактных нагрузок в поверхностных слоях рабочих валков накапливаются усталостные напряжения, которые концентрируются внутри закаленного слоя. Дальнейшее воздействие внешних нагрузок способствует усталостному разрушению бочки в виде отслоений [3].

Однако если проанализировать эту проблему с точки зрения приведенных выше принципов систем менеджмента качества, можно сделать вывод, что решение данного вопроса заключено не столько в повышении качества изготовления прокатных валков, сколько в повышении качества их эксплуатации.

Средний съем закаленного слоя у отработавших валков составляет 1–2 мм при возможном использовании 10 мм и даже более. Значительное недоисполь-

зование закаленного слоя ведет к снижению количества установок валков в стан.

В связи с этим имеется большой резерв повышения стойкости и уменьшение фактического расхода валков при установлении устойчивой безаварийной работы и соблюдения технологии.

Помимо этого, стойкость валков зависит от правильной организации валкового хозяйства: режима и норм перевалок, перешлифовок и «отдыха», маршрута передвижения валков по клетям стана, условий хранения. Опыт и мастерство обслуживающего стан персонала, а также культура производства также влияют на стойкость валков.

Создание оптимальных условий эксплуатации, выбор технологических режимов, обеспечивающих наилучшие условия службы валков, является важнейшим резервом повышения долговечности и сокращения их расхода [4].

Анализ плановых перевалок показал: валки во всех клетях стана работают в неравных условиях. При прокатке одной тонны металла с 2,0 до 0,5 мм по схеме обжатий валки делают в первой клетке 382 оборота, а в четвертой – 1528 оборотов, т.е. валок в первой клетке испытывает в 4 раза меньшее число циклов нагружений, чем в четвертой. Поэтому рационально устанавливать в четвертую клетку валки с повышенной твердостью.

Анализ причин расхода валков установил зависимость от величины оборотного парка рабочих валков на каждом стане, т.е. от количества отшлифованных валков перед станом, из которых в отделении подготовки валков комплектуют парные валки, готовые для установки в необходимую клетку.

Критерием комплектации валков является допустимая разность диаметров их бочек, регламентируемая в ТИ 176-МТ. ЛТ-107-01. При разности более 0,2 мм возникает режим асимметричной прокатки, пробуксовка валка меньшего диаметра относительно полосы и опорного валка, что ведет к износу опорного и навару или отслоению рабочего из-за резкого возрастания сил трения скольжения.

Непарная вывалка из клетей стана рабочих валков и разуконплектация пары в дальнейшей эксплуатации приводит к минимальной единичной стойкости (20–40 т), способствует образованию повреждений (слом тrefа, отслоения), приводящих к полной непригодности обоих в паре валков.

Расход валков существенно отличается по клетям стана и находится в зависимости от сортамента проката. При определении фактического расхода рабочих валков необходимо учитывать коэффициент трудности сорта для рациональной эксплуатации.

Из-за малого парка валков операция принудительного межперевалочного отпуска валков в масле не проводится. Применение одного дополнительного отпуска валков за всю компанию валка повышает суммарную стойкость в 3 раза. В результате исследований установлено, что отпуск валков через каждые 3–5 перешлифовок позволит стабильно работать даже на эмульсии с пониженной жирностью [4].

До выхода из строя валок прокатывает листовой

металл разнообразного сортамента. Ежемесячное изменение сортамента составляет 4–5 раз, следовательно, изменение силовых параметров прокатки (многопеременный характер нагружений валка) происходил порядка 60–100 раз за весь срок службы каждого валка.

При часто меняющемся сортаменте прокатываемого листа требуется оперативная грамотная настройка технологического режима и подбор технологической оснастки (валков) в соответствии с требуемыми параметрами под каждый тип проката. Эти показатели в ЦЛХП зависят от мастерства вальцовщиков [4].

В результате исследований выявлена стабильная зависимость интенсивности прокатки по бригадам и стабильное количество внеплановых перевалок по бригадам, не зависящих от качества валков.

Существуют трудности в организации учета работы валков, сбора информации, ее обработки и особенно в вопросах оперативного принятия решения для рациональной эксплуатации валков. Показатели карточки учета работы валков формируются на основании сменных рапортов по производству холоднокатаного листа, книг перевалок валков на прокатном стане и карточек перешлифовок валков. При этом образует-

ся большой объем данных – 2600 карточек и паспортов, фиксирующих до 20000 перевалок рабочих валков за год, сбор и обработка которых вручную существенно ограничивает получение необходимой информации. Большой интервал времени (3–6 мес) со дня изготовления до конца его эксплуатации не позволяет эффективно использовать эту информацию для оперативного управления рациональной эксплуатацией валков. Применение вычислительной техники при анализе работы валков позволит определить стойкость валков дифференцированно по клетям.

Применение комплексной оценки качества валков в процессе их эксплуатации повышает эффективность исследования связей между параметрами технологии изготовления и эксплуатации, а также показателями работы в процессе прокатки.

По результатам проведенных исследований эксплуатации рабочих валков непрерывных станов "400" ЦЛХП с точки зрения принципов СМК ISO 9000 был выявлен ряд нарушений технического и социально-экономического характера, а также сформулированы рекомендации для обеспечения высокого качества продукции и стойкости валков.

Список литературы

1. Прокатные валки: Монография / Вдовин К.Н., Гималетдинов Р.Х., Колокольцев В.М., Цыбров С.В. Магнитогорск: МГТУ, 2005. 543 с.
2. Всеобщее управление качеством: Учебник для вузов / Глудкин О.Г., Горбунов И.М., Гуров А.И., Зорин Ю.В.; Под ред. Глудкина О.Г. М.: Радио и связь, 1999. 600 с.
3. Третьяков А.В. Теория, расчет и исследование станов холодной прокатки. М.: Metallurgy, 1966. 255 с.
4. Егорова Л.Г. Совершенствование технологии изготовления валков холодной прокатки ленты методом электрошлакового литья: Дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2007. 154 с.

List of literature

1. Forming rolls: Monograph / Vdovin K.N., Gimaletdinov R.K., Kolokol'tsev V.M., Tsybrov S.V., Magnitogorsk: MSTU, 2005. 543 p.
2. Universal quality management: course-book for higher education institutes / Gludkin O.G., Gorbunov I.M., Gurov A.I., Zorin Y.V.; Published by Gludkin O.G. M.: Radio and communication, 1999. 600 p.
3. Tretyakov A.V. Theory, calculation and research of the cold rolling mills. M.: Metallurgy, 1966. 255 p.
4. Yegorova L.G. Enhancement of the production technology of the cold rolls through the electroslag casting: Dissertation of the candidate of technical science. Magnitogorsk, 2007. 154 p.

УДК 621.746.628

Масальский А.С., Ушаков С.Н., Мельничук Е.А., Селиванов В.Н., Бояринцев Д.А., Понамарёва Т.Б.

ОСОБЕННОСТИ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ МЕТАЛЛА РАЗНОГО ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ СЛЯБОВОЙ МАШИНЫ НЕПРЕРЫВНОГО ЛИТЬЯ ЗАГОТОВОК

В кислородно-конвертерном цехе ОАО "Магнитогорский металлургический комбинат" выплавляется и разливается на слябовых машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) сталь довольно широкого марочного сортамента: низко- и среднеуглеродистая конструкционная, низколегированная конструкционная, трансформаторная и др. Разливка стали осуществляется на машинах с криволинейной технологической осью, имеющих сдвоенные кристаллизаторы двух типов: кристаллизатор традиционной длины 1200 мм и укороченный кристаллизатор (длина мед-

ных плит 950 мм) с подвесными роликами.

Параметры технологии разливки стали разных марок (температура металла в промежуточном ковше, скорость вытягивания слитка из кристаллизатора, режим вторичного охлаждения, состав шлакообразующих смесей) существенно различаются. Причины этих различий, несомненно, состоят в том, что и химический состав металла, и конструкция кристаллизатора оказывают существенное влияние на затвердевание металла. Задачей данного исследования было изучение особенностей затвердевания стали разного

сортамента в кристаллизаторах разной конструкции с целью получения информации для последующей параметрической оптимизации технологии разливки.

При проведении исследования были обработаны данные о разливке более 220 плавов углеродистой стали марок 08пс, 08Ю, Ст2сп, Ст3сп, St 12, SAE1006, St37-2, S235jR, низколегированной стали марок 09Г2С, 17Г1СУ и 07ГБЮ, а также кремнистой трансформаторной стали. Сталь разливалась на слябы сечением 250×(910–1340) мм. Информация об основных параметрах технологии разливки приведена в табл. 1.

Разработана специальная методика изучения затвердевания металла в кристаллизаторе, которая позволяет проводить опыты без какого-либо вмешательства исследователей в процесс разливки [1]. Сущность её состоит в том, что кристаллизатор используется, как своеобразный калориметр. При установившемся процессе разливки, когда в течение достаточно длительного времени (не менее 15 мин) все параметры разливки, включая температуру медных стенок кристаллизатора, остаются неизменными, можно рассчитать тепловой поток от слитка к кристаллизатору по данным о расходе воды на его охлаждение и повышении её температуры. При варьировании в широких пределах температуры металла в промежуточном ковше и скорости вытягивания слитка из кристаллизатора можно выявить закономерности, отражающие влияние этих параметров разливки на затвердевание в кристаллизаторе стали разного химического состава. Роль исследователя сводится к выбору нужной информации из показаний установленной на МНЛЗ измерительной аппаратуры.

В соответствии с принятой методикой исследования на начальном этапе обработки опытных данных была определена средняя по всей поверхности теплообмена плотность теплового потока от слитка к стенкам кристаллизатора (рис. 1).

Из рис. 1 следует, что средняя плотность теплового потока от слитка к кристаллизатору для всех групп марок стали возрастает с увеличением скорости вытягивания слитка из кристаллизатора. Совершенно очевидно, что это явление связано с уменьшением толщины затвердевшей в кристаллизаторе оболочки.

На рис. 1 видны заметные различия в средней плотности теплового потока при разливке углеродистой и низколегированной конструкционной стали в укороченный кристаллизатор. Тепловой поток при разливке низколегированной стали на 5–10% меньше, чем при разливке стали углеродистой. Это обстоятельство может быть объяснено тем, что низколегированная сталь обладает более прочной оболочкой, которая в меньшей степени подвергается растягивающему воздействию жидкой сердцевины слитка и раньше отходит от стенок кристаллизатора. Поэтому при разливке низколегированной стали теплоотдача в нижней части кристаллизатора меньше, чем при разливке углеродистой стали, что и приводит к снижению средней (по всей поверхности теплообмена) плотности теплового потока.

Из представленных на рис. 1 данных также следует, что при разливке углеродистой стали в кристаллизатор обычной длины средняя плотность теплового

потока существенно меньше, чем при её разливке в укороченный кристаллизатор. Совершенно очевидно, что причина этого явления – меньшая толщина слоя затвердевшего металла на выходе из укороченного кристаллизатора. Имеются достаточные основания считать, что истинная величина плотности теплового потока при разливке углеродистой стали и в укороченный кристаллизатор, и в кристаллизатор обычной длины на одном и том же удалении от поверхности жидкого металла одинаковы. На основе этого предположения было рассчитано распределение истинной плотности теплового потока по высоте кристаллизатора. Результаты расчетов представлены на рис. 2.

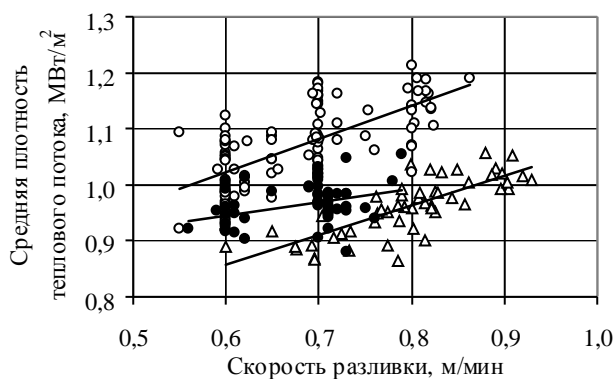


Рис. 1. Средняя плотность теплового потока от слитка к стенкам кристаллизатора при разливке углеродистой (○) и низколегированной (●) конструкционной стали в укороченный кристаллизатор, а также углеродистой стали в кристаллизатор длины 1200 мм (Δ)

Таблица 1

Параметры опытов по разливке стали в кристаллизаторы двух типов (в числителе – пределы изменения, в знаменателе – средние значения параметров)

Кристаллизатор	Традиционный		Укороченный	
	Углеродистая	Трансформаторная	Углеродистая	Низколегированная
Количество плавов	56	28	107	54
Температура металла в промежуточном ковше, °С	1523...1560 1548	1534...1545 1542	1536...1558 1547	1525...1548 1537
Перегрев металла над температурой ликвидуса, °С	3...29 16	43...57 51	7...27 19	12...22 18
Скорость вытягивания слитка из кристаллизатора, м/мин	0,60...0,93 0,80	0,37...0,40 0,39	0,55...0,86 0,68	0,56...0,79 0,68
Время пребывания металла в кристаллизаторе, мин	1,20...1,80 1,46	2,75...3,00 2,96	1,00...1,55 1,31	1,10...1,50 1,31

На следующем этапе работы исследовались особенности затвердевания в кристаллизаторе стали разного марочного сортамента. Известно [2], что затвердевание стали достаточно хорошо описывается так называемым законом квадратного корня

$$\xi = k\sqrt{\tau}, \quad (1)$$

где ξ – толщина слоя затвердевшего металла, мм; k – коэффициент затвердевания, мм/мин^{0,5}; τ – время пребывания металла в кристаллизаторе, мин.

Данные о величине коэффициента затвердевания k при разливке стали разного марочного сортамента, а также толщине слоя затвердевшего металла и температуре его поверхности на выходе из кристаллизатора, полученные при обработке результатов проведенных экспериментов, представлены в табл. 2.

Известно, что на величину коэффициента затвердевания k оказывает влияние температура разливки стали. При проведении данного исследования было сделано предположение о том, что коэффициент затвердевания



Рис. 2. Изменение по высоте кристаллизатора плотности теплового потока при разливке углеродистой стали (цифры у кривых – скорость вытягивания слитка из кристаллизатора, м/мин; вертикальная линия указывает длину укороченного кристаллизатора)

Таблица 2

Основные параметры затвердевания в кристаллизаторе стали разного марочного сортамента (в числителе – пределы изменения, в знаменателе – средние значения параметров)

Кристаллизатор	Традиционный		Укороченный	
	Углеродистая	Трансформаторная	Углеродистая	Низколегированная
Коэффициент затвердевания, мм/мин ^{0,5}	23,3...27,0 24,7	17,0...19,7 20,7	21,5...26,2 23,7	22,8...25,8 23,7
Толщина затвердевшей оболочки на выходе из кристаллизатора, мм	27,9...34,8 29,8	29,8...33,7 35,6	23,6...31,9 27,0	25,0...30,0 27,0
Температура поверхности на выходе из кристаллизатора, °С	1297...1324 1315	1000...1054 1029	1190...1300 1245	1279...1340 1310

k линейно уменьшается с увеличением перегрева разливаемой стали над температурой ликвидус:

$$k = A_0 - A_k \Delta t_{пер}, \quad (2)$$

где $\Delta t_{пер}$ – перегрев металла над температурой ликвидус, °С; A_0, A_k – коэффициенты, зависящие от химического состава разливаемой стали.

Было также сделано предположение о том, что температура поверхности слитка на выходе из кристаллизатора соответствует зависимости

$$t_{пов} = t_l - (\alpha_1 + \alpha_2 \tau), \quad (3)$$

где $t_{пов}$ – температура поверхности слитка на выходе из кристаллизатора, °С; t_l – температура ликвидуса, °С; α_1 и α_2 – коэффициенты, зависящие от химического состава разливаемой стали; τ – время пребывания металла в кристаллизаторе, мин.

Значения коэффициентов в формулах (2) и (3) для стали разного марочного сортамента, полученные при обработке опытных данных, представлены в табл. 3.

Данные, полученные при обсчете опытов о затвердевании в кристаллизаторе стали разных марок, представлены на рис. 3 и 4.

Расположению в одной области рисунка точек, отражающих затвердевание углеродистой и низколегированной стали, соответствуют данные о величине коэффициента затвердевания, приведенные в табл. 2.

Коэффициент затвердевания углеродистой и низколегированной конструкционной стали в укороченном кристаллизаторе по данным опытов получился в среднем равным 23,7 мм/мин^{0,5}, а для затвердевания углеродистой стали в кристаллизаторе обычной длины немного больше – 24,7 мм/мин^{0,5}. Это различие связано, вероятно, с тем, что в более длинном кристаллизаторе продолжительнее период затвердевания металла после потери им перегрева над температурой ликвидуса.

Трансформаторная сталь затвердевает в кристаллизаторе значительно медленнее, чем сталь углеродистая (см. рис. 4), что связано, в основном, с высоким значением скрытой теплоты кристаллизации.

При проведении исследования была также получена информация о температуре поверхности слитка на выходе из кристаллизатора (рис. 5). Данные о температуре поверхности слитка на выходе из кристаллизатора вполне согласуются с результатами

Таблица 3

Значения коэффициентов в формулах (2) и (3) для стали разных марок

Кристаллизатор	Сталь	Коэффициенты			
		A_0	A_k	α_1	α_2
Традиционный	Углеродистая	26,7	0,13	160,6	37,4
	Трансформаторная	23,7	0,06	0	144,0
Укороченный	Углеродистая	28,7	0,14	57,0	119,0
	Низколегированная	27,0	0,20	60,0	81,0

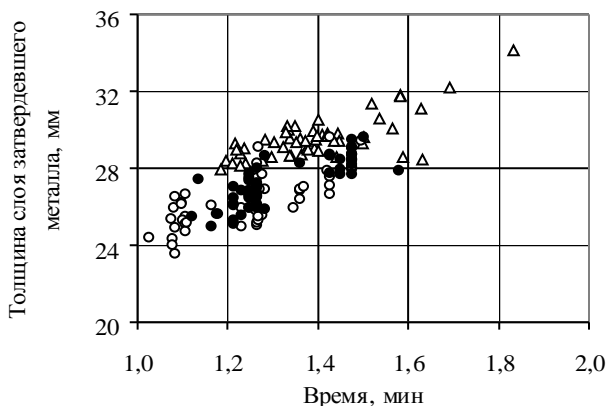


Рис. 3. Толщина затвердевшей оболочки слитков углеродистой (○) и низколегированной конструкционной стали (●) на выходе из укороченного кристаллизатора и углеродистой стали (Δ) на выходе из кристаллизатора обычной длины

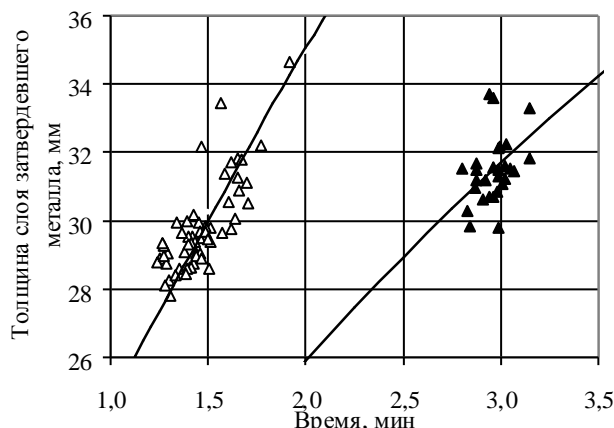


Рис. 4. Толщина затвердевшей оболочки слитков углеродистой (Δ) и трансформаторной стали (▲) на выходе из кристаллизатора обычной длины

определения среднего теплового потока от слитка к стенкам кристаллизатора (см. рис. 1). Самая высокая температура поверхности выходящего из кристаллизатора слитка и самый низкий тепловой поток имели место при разливке углеродистой стали в кристаллизатор традиционной длины – 1200 мм. Как уже говорилось ранее, это явление связано с наиболее благоприятными условиями для образования зазора между слитком углеродистой стали и нижней частью относительно длинного кристаллизатора, что приводит к разогреву поверхности выходящего из кристаллизатора слитка.

По данным Гуляева [3], обобщившего результаты многих исследователей, коэффициент затвердевания в изложнице углеродистой спокойной стали составляет в среднем $26 \text{ мм/мин}^{0,5}$, что выше получившихся в ходе проведения данного исследования значений. Получается, что в водоохлаждаемом медном кристаллизаторе металл затвердевает медленнее, чем в чугунной нагревающейся изложнице. Этот парадокс имеет простое объяснение: при вытягивании слитка из кристаллизатора происходит пластическая деформация металла затвердевшей оболочки слитка, состоящая в её растяжении с уменьшением толщины.

Отмеченное выше явление даёт основание для пересмотра задачи о затвердевании металла в кристаллизаторе МНЛЗ. При решении этой задачи должны совместно рассматриваться два процесса: затвердева-

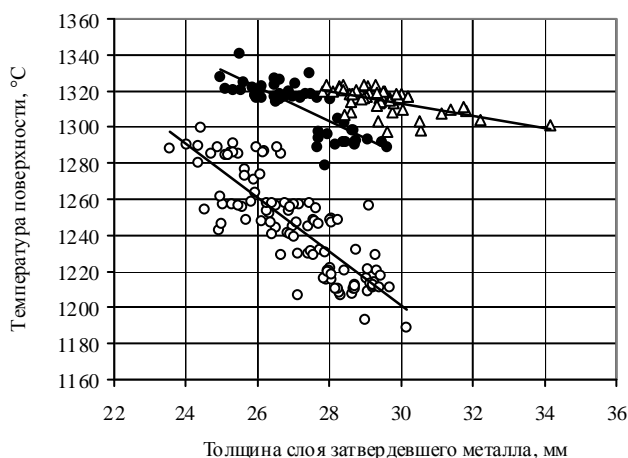


Рис. 5. Температура поверхности слитка углеродистой (○) и низколегированной конструкционной (●) стали на выходе из укороченного кристаллизатора, а также углеродистой стали на выходе из кристаллизатора обычной длины (Δ)

ние металла как тепловой процесс и пластическая деформация затвердевшей оболочки, рассматриваемой как вязкопластичное тело. Только при таком рассмотрении результаты решения задачи о затвердевании металла в кристаллизаторе будут адекватно отражать данные экспериментов.

Список литературы

1. Бояринцев Д.А., Селиванов В.Н., Масальский А.С. Затвердевание стали в кристаллизаторе слябовой МНЛЗ // Вестник МГТУ им. Г.И.Носова. 2005. № 4. С. 6–8.
2. Теория непрерывной разливки / Рутес В.С., Аскольдов В.И., Евтеев Д.П. и др. М.: Metallurgy, 1971. 294 с.
3. Гуляев Б.Б. Затвердевание и неоднородность слитка спокойной стали // Стальной слиток: Сб. науч. трудов. М.: Metallurgizdat, 1952. С. 21–39.

List of literature

1. Boyarintsev D.A., Selivanov V.N., Macalsky A.S. Metal hardening in the slab continuous casting machine // Vestnik of MSTU named after G.I. Nosov. 2005. № 4. P. 6–8.
2. The theory of continuous casting / Rutes V.S., Askoldov V.N., Yevteev D.P. and others. M.: Metallurgy, 1971. 294 p.
3. Gulyaev B.B. Hardening and heterogeneity of the killed ingot // Steel ingot: Collection of scientific works. M.: Metallurgediton, 1952. P. 21–39.

Алексеев Л. В., Столяров А. М., Бигеев В. А., Малофеев А. Е.

ИЗУЧЕНИЕ ПОВЕДЕНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ ПРИ ВЫПЛАВКЕ ПОЛУПРОДУКТА В СВЕРХМОЩНОЙ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ С РАЗЛИЧНЫМ РАСХОДОМ ЖИДКОГО ЧУГУНА

В настоящей работе поведение таких химических элементов, как углерод, кремний, марганец, сера, фосфор, хром, никель, медь и железо изучается при выплавке полупродукта в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) вместимостью 180 т с трансформатором мощностью 0,83 МВА/т для условий электросталеплавильного цеха (ЭСЦ) ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат». Для решения этой задачи используется разработанная авторами математическая модель поведения химических элементов в электродуговой плавке.

Модель основывается на материальном балансе всех элементов металла. В общем виде для каждого элемента балансовое уравнение выглядит следующим образом:

$$m_{E_{\text{«болота нач»}}} + m_{E_{\text{«лома»}}} + m_{E_{\text{«чуг»}}} + m_{E_{\text{«др.м»}}} = \\ = m_{E_{\text{«полупрод»}}} + m_{E_{\text{«болота кон»}}} \pm \Delta m_E,$$

где $m_{E_{\text{«болота нач»}}}$, $m_{E_{\text{«болота кон»}}}$ – масса элемента E , находящегося в металле «болота» в начале и в конце плавки, кг; $m_{E_{\text{«лома»}}}$, $m_{E_{\text{«чуг»}}}$, $m_{E_{\text{«др.м»}}}$ – масса элемента E , поступившего в печь с металлическим ломом, жидким чугуном, другими материалами (углеродсодержащим материалом, из электродов), кг; $m_{E_{\text{«полупрод»}}}$ – масса элемента E , находящегося в полупродукте, выпускаемом из печи в ковш, кг; Δm_E – изменение массы элемента E по ходу плавки – масса элемента, удалившегося из металла или поступившего в металл, кг.

В приходной части баланса рассчитывается масса химических элементов, поступивших в ванну ДСП: с металлической шихтой – металлическим ломом и жидким чугуном; из оставленного в печи металла предыдущей плавки – так называемого «болота»; с другими материалами – вдуваемым углеродсодержащим материалом и из расходоуемой части электродов. Для расчёта используется известная информация о расходе жидкого чугуна и содержании в нём основных примесей, количестве металлического лома, количестве и составе израсходованного углеродсодержащего материала, составе электродов. Состав металлического лома принимается соответствующим составу низкоуглеродистой стали обыкновенного качества. Содержание элементов в металле «болота» принимается равным их среднему содержанию в выпускаемом из печи полупродукте по данным всех опытных плавок, используемых для настройки модели. Масса металла «болота» принимается постоянной и равной некоторому среднему значению, определяемому из практики работы цеха.

В расходной части баланса рассчитывается масса химических элементов, содержащихся в выплавленном металле, наибольшая часть которого выпускается из агрегата в сталеразливочный ковш, а небольшая часть оставляется в печи в качестве «болота» для начала следующей плавки. Расчёт производится по известным данным о количестве полученного полупродукта и о его химическом составе с использованием данных о ранее принятой массе металла в «болоте».

После этого вычисляется разность между массой поступившего в ванну каждого химического элемента и его массой в полученном металле. В случае получения положительного значения величины разности имеет место удаление рассматриваемого химического элемента из металла (как правило, в результате окислительных процессов) в процессе плавки. Наличие отрицательного значения свидетельствует о поступлении определённого количества данного химического элемента в металл.

При изучении поведения железа в модели учитывается, что железо может теряться металлом в результате протекания нескольких процессов. Так, условно названная, первая часть потерь железа может происходить в результате образования выносов: в виде плавиной пыли с отходящими технологическими газами и брызг металла. Масса этой части железа в модели определяется по задаваемой линейной функции в зависимости от продолжительности работы агрегата под током. Выбор такой зависимости основывается на известном факте увеличения потерь железа в высокотемпературных зонах горения электрических дуг. В качестве коэффициентов регрессии в уравнении заданной функции используются настроечные коэффициенты. Перед началом расчёта этим коэффициентам присваиваются любые начальные значения, например единица. Вторая часть потерь железа связана с запутыванием капель жидкого железа в шлаке с образованием так называемых «корольков». Масса железа «корольков» шлака в модели рассчитывается по принимаемым данным о содержании «корольков» в формируемом шлаке. Данный параметр рассчитывается итерационным способом, так как на момент его вычисления масса сформировавшегося шлака ещё неизвестна. Третья часть потерь железа металлом происходит в результате его окисления и образования оксидов железа FeO и Fe_2O_3 – компонентов шлака. При этом доля железа, окисляющегося до монооксида железа – FeO , в модели задаётся в виде настроечного коэффициента. Остальная часть железа участвует в образовании более сложного оксида железа – Fe_2O_3 .

Удалившиеся из металла химические элементы участвуют в процессах образования как газообразных продуктов (углерод), так и шлака (кремний, марганец, сера, фосфор, хром, железо). По массе удалённых из металла шлакообразующих химических элементов рассчитывается масса соответствующих оксидов, переходящих в шлак. В процессе формирования шлака также принимают участие вводимая в печь известь, футеровка агрегата, мусор и окалина металлического лома, а также часть шлака предыдущей плавки, оставленного в печи с «болотом». При этом известной информацией являются только данные о расходе извести в ДСП. Содержание компонентов в шлаке «болота» принимается равным их среднему содержанию в шлаке перед выпуском из печи по данным опытных плавков. Остальные данные принимаются в соответствии с цеховой практикой [1, 2] и по литературным источникам [3, 4].

После вычисления массы образовавшегося шлака рассчитывается прогнозируемое содержание отдельных его компонентов в шлаке. Разность между расчётным и фактическим (по данным опытных плавков) содержанием каждого компонента шлака возводится в квадрат и суммируется сначала по каждой отдельной плавке, а затем и по всем опытным плавкам, используемым для настройки модели.

При создании модели использовался массив данных первой группы опытных плавков в количестве 35 штук при выплавке в ДСП полупродукта для получения самой распространённой стали марки Ст. 3сп. В металлической шихте этих плавков использовался металлический лом, содержащий в среднем 0,15% С, 0,17% Si, 0,45% Mn, 0,035% S, 0,020% P, 0,15% Cr, 0,95% Ni, 0,18% Cu. Кроме лома применялся жидкий чугун, расход которого составлял от 0 до 41% (отн. массы введённой в печь металлической шихты). Информация о содержании в чугуне кремния, марганца, серы и фосфора была известна для каждой плавки, содержание других элементов принималось [см. 3, 4]. Средний химический состав пердеельного чугуна был следующим: 4,4% С,

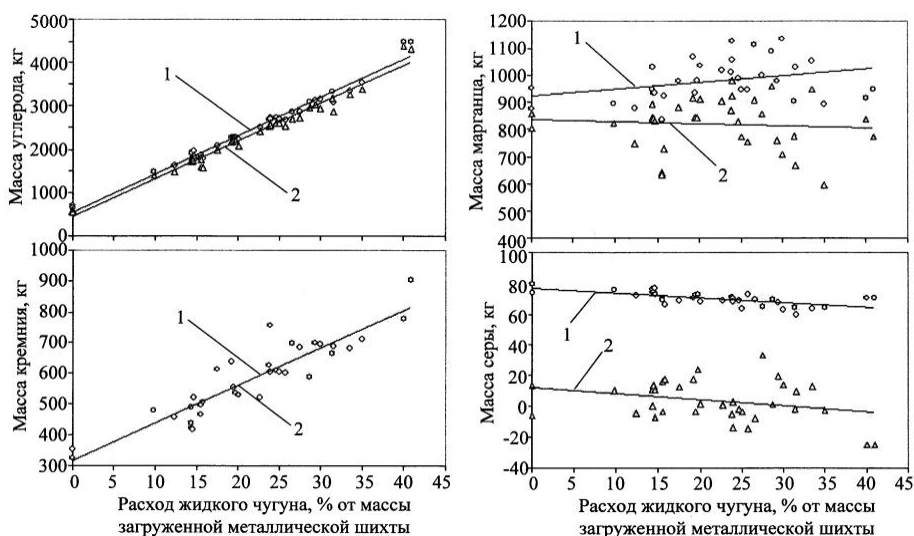


Рис. 1. Зависимости массы углерода, кремния, марганца и серы, поступающих в ванну печи с шихтой (1), и изменения массы этих элементов в металле по ходу плавки (2) от расхода жидкого чугуна в ДСП: положительный знак изменения массы получен при удалении элемента из металла, отрицательный – при его поступлении в металл

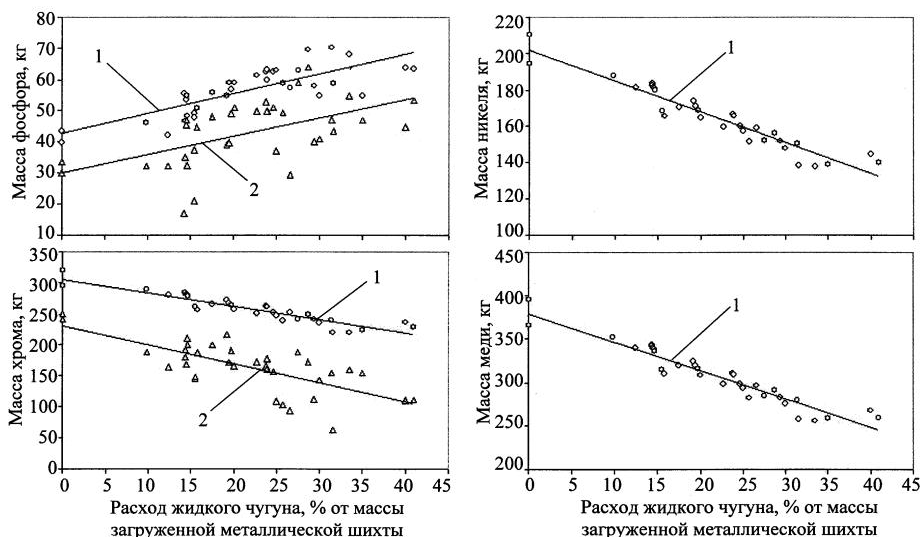


Рис. 2. Зависимости массы фосфора, хрома, никеля и меди, поступающих в ванну печи с шихтой (1), и массы фосфора и хрома, удалившихся из металла по ходу плавки (2), от расхода жидкого чугуна в ДСП

0,7% Si, 0,55% Mn, 0,02% S, 0,05% P, 0,03% Cr, 0,005% Ni, 0,005% Cu. Содержание марганца в чугуне опытных плавков почти втрое превышало его обычное содержание вследствие введения марганцевой руды в шихту доменных печей в период проведения исследования и не является традиционным для условий ОАО «ММК».

Опытные плавки в ДСП проводились с оставлением в печи «болота», состоящего в среднем из 15 т металла и 5 т шлака. Содержание в загружаемом металлическом ломе мусора и окалины принято равным 2,5 и 0,5% от массы лома соответственно. Расчёты проводились при различном содержании «корольков» в шлаке, равном 3, либо 5 или 7% (отн. массы шлака).

Для успешного функционирования модели необходимо осуществление процедуры её настройки. Настройка модели заключается в подборе значений настроечных коэффициентов таким образом, чтобы обеспечивалось минимальное расхождение результатов расчёта с опытными данными. Подбор значений настроечных коэффициентов производится при помощи сервис-

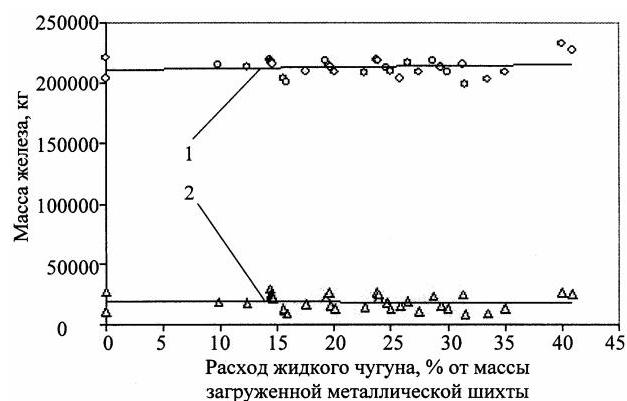


Рис. 3. Зависимость массы железа, поступающего в ванну печи с шихтой (1), и массы железа, потерянного металлом по ходу плавки (2), от расхода жидкого чугуна в ДСП

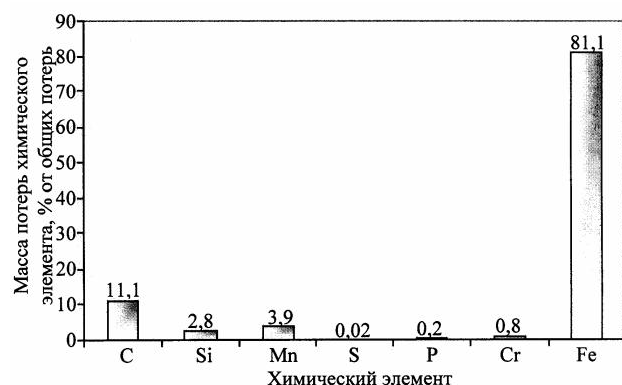


Рис. 4. Относительная масса химических элементов, удалившихся из металла в процессе электродуговой плавки

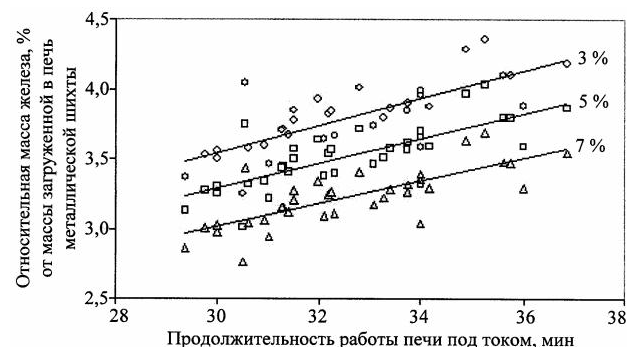


Рис. 5. Зависимость относительной массы железа, теряемого металлом с выносами, от продолжительности работы ДСП под током при различных значениях содержания железа в «корольках» шлака (цифры у линий)

ной функции поиска решений в электронных таблицах «Excel-2000». При этом в целевой ячейке электронных таблиц должно находиться минимальное значение суммы квадратов отклонений содержания компонентов в шлаке всех опытных плавов.

О качестве настройки модели можно судить по результатам сравнения прогнозируемого содержания компонентов в шлаке с данными второй группы опытных плавов из 33 штук, используемых для проверки разработанной модели на адекватность. Среднее расчётное значение основности шлака равнялось 2,4, а по опытными данным оно составляло 2,3. Средние значения двух сравниваемых выборок значений основности шлака являются статистически одинаковыми, о чём свидетельствуют величины критериев: $F=1,18$; $F_{0,05}=1,77$; $t=0,35$, $t_{0,05}=2,00$. При этом были получены достаточно близкие значения параметров, характеризующих окисленность шлака. Так, содержание в шлаке FeO и Fe_2O_3 по расчёту равнялось 27,2 и 13% соответственно, а по опытными данным – 25,2 и 11%. Отношение значений расчётного содержания FeO к аналогичному содержанию Fe_2O_3 составляло 2,1, а отношение опытных значений – 2,3. Вышесказанное свидетельствует об адекватности модели реальному процессу.

После настройки модели были проведены расчёты с использованием массива данных первой группы опытных плавов. На рис. 1–3 приведены сведения о массе поступивших с шихтой в ванну ДСП химических элементов и об изменении массы этих элементов в металле по ходу плавки при разном расходе жидкого чугуна.

Анализ полученных результатов показывает, что с увеличением доли жидкого чугуна в металлической шихте возрастает поступление в ванну печи углерода, кремния, марганца и фосфора. В то же время вследствие меньшего содержания в чугуне по сравнению с ломом серы, хрома, никеля и меди уменьшается поступление этих элементов в ванну печи. Это позволяет выплавлять полупродукт с меньшим содержанием неудаляемых цветных металлов: никеля и меди для получения стали более высокого качества. Масса поступающего в ванну печи железа изменяется незначительно при разном расходе чугуна в металлической шихте ДСП. Это происходит потому, что отрицательное влияние на выход годного металла довольно значительного количества мусора и окалины, поступающих с ломом при отсутствии жидкого чугуна в шихте, компенсируется аналогичным влиянием возрастающего количества окисляющихся примесей жидкого чугуна при его использовании в шихте.

При моделировании было установлено, что средняя величина общих потерь металлом в ходе электродуговой плавки равняется 10,2%. Следовательно, выход годного металла на опытных плавках составляет в среднем 89,8%. Анализ составляющих общих потерь показывает, что вклад различных химических элементов в эти потери существенно различается. На рис. 4 приведены данные, позволяющие оценить вклад основных элементов в общие потери металлом.

Из этих данных следует, что основную долю общих потерь металлом составляют потери железа – несколько выше 80% (отн.). Доля других элементов значительно меньше: углерода – 11% (отн.), кремния и марганца – около 3 и 4% (отн.) соответственно.

Следует отметить, что количество окислившегося фосфора – 0,2% (отн.) на порядок выше, чем масса удалившейся из металла серы, что объясняется высокой окисленностью сформированного шлака.

Масса шлака возрастает с увеличением расхода жидкого чугуна, но статистически значимой зависимости между этими параметрами получено не было. Количество шлака на опытных плавках изменялось в широком диапазоне от 12 до 25% (относительно массы металлического расплава) и в среднем равнялось 18% (отн.).

В процессе настройки модели установлена зависимость массы железа, теряемой с выносами из металла, от продолжительности работы печи под током. Варианты графического изображения этой зависимости при различном содержании железа в «корольках» шлака представлены на рис. 5.

Из приведенных данных следует, что с увеличением содержания железа в виде «корольков» в шлаке потери железа с выносами из металла снижаются. Возрастание продолжительности работы сталеплавильного агрегата под током ведёт к увеличению потерь железа с выносами. Количество потерь колеблется от 2,8 до 4,4% от массы загруженной в печь металлической шихты, среднее значение равняется 3,5% (отн.).

При настройке модели также выявлено среднее значение доли железа, окисляющегося до монооксида железа шлака, которое равнялось 66,5% относительно

массы железа, участвующего в образовании всех оксидов шлака.

Количественная оценка различных статей потерь железа металлом при содержании железа в виде «корольков», равном 5% (отн. массы шлака), выглядит следующим образом:

выносами	Масса потерянного железа с «корольками» шлака	FeO шлака	Fe_2O_3 шлака
≈ 43%	≈ 10%	≈ 32%	≈ 15%

Таким образом, применение жидкого чугуна в составе металлической шихты электродуговой плавки полупродукта позволяет снизить загрязнённость выплавляемого металла вредными примесями: фосфором, никелем, медью. На разработанной модели произведена количественная оценка поступления различных элементов в ванну печи с шихтой и изменения массы этих элементов в металле по ходу плавки. При настройке модели установлена зависимость потерь железа с выносами из металла от продолжительности работы печи под током и величина доли железа, окисляющегося с образованием монооксида железа шлака. Произведена количественная оценка различных статей потерь железа при плавке полупродукта в современной сверхмощной дуговой сталеплавильной печи.

Список литературы

1. Совершенствование технологии выплавки стали в ДСП ЭСПЦ ОАО «ММК» / А.В. Сарычев, Ю.А. Ивин, Л.В. Алексеев и др. // Вестник МГТУ. 2008. № 1. С. 71–73.
2. Особенности работы дуговых сталеплавильных печей с применением жидкого чугуна (ОАО «ММК») / Ю.А. Ивин, А.Б. Великий, Н.В. Саранчук и др. // Сталь. 2008. № 7. С. 49–50.
3. Теплофизические свойства топлив и шихтовых материалов чёрной металлургии: Справочник / В.М. Бабошин, Е.А. Кричевцов, В.М. Абзалов, Я.М. Щелоков. М.: Металлургия, 1982. 152 с.
4. Металлургия чугуна: Учебник для вузов / Под ред. Ю.С. Юсфина. М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. 774 с.

List of literature

1. Enhancement of the steel-making technology in DSP YSPT OJSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works" / A.V. Sarychev, Y.A. Ivin, L.V. Alexeev and others // Vestnik MSTU. 2008. № 1. P. 71–73.
2. The peculiarities of the arc steel-making furnace with hot metal (OJSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works") / Y.A. Ivin, A.B. Velikiy, N.V. Saranchuk and others // Steel. 2008. № 7. P. 49–50.
3. Thermalphysic properties of the fuel and charge materials in the ferrous metallurgy: Reference book / V.M. Baboshin, E.A. Krichevsov, V.M. Abzalov, Y.M. Tshelokov. M.: Metallurgy, 1982. 152 p.
4. Cast iron metallurgy: course book for higher educational institutes / Published by Y.S. Yusfina. M.: IKT "Akademkniga", 2004. 774 p.

УДК 519.2:621.74

Чайкин А.В., Вольнов И.Н., Чайкин В.А.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА МОДИФИЦИРОВАНИЯ ЧУГУНА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДОВ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКИ И МОДЕЛИРОВАНИЯ

Исследования проводились в условиях ОАО «Челоксарский агрегатный завод» на отливках «клиникофрикционный» (рис. 1) из серого чугуна марки СЧ30, предназначенных для тележек грузовых вагонов.

Отливки должны иметь перлитную металлическую матрицу. Присутствие цементита как структур-

ной составляющей не допускается.

Отливка производится в сталелитейном цехе. Плавка ведется в дуговой электропечи ДСП-6. Выпуск металла производится в раздаточный ковш емкостью 8 т. Заливка форм производится ковшом металлоемкостью 500 кг. При переливе чугуна из раздаточ-

ного ковша в разливочный производится модифицирование расплава ферросилицием ФС75 в количестве 0,5% с целью исключения отбела на контролируемых поверхностях отливок. Практический опыт работы показал, что в наклонной и в вертикальных стенках отливки зачастую возникает цементит.

Для исключения данного вида брака произвели анализ качественных показателей чугуна для отливки «клин фрикционный» и моделирование процесса модифицирования.

На первом этапе провели статистический анализ показателей качества плавки чугуна за три месяца работы цеха. В качестве изучаемых параметров выбрали механические свойства отливки, температуру разлива из раздаточного ковша, склонность к отбелу и химический состав чугуна. Статистическую обработку производили с использованием компьютерной программы STATISTICS & ANALISIS [1]. Результаты статистической обработки приведены в **таблице**.

О стабильности свойств судили по величине вариаций. Как видно из **таблицы**, химический состав чугуна достаточно однороден. Особенно это касается элементов, которые получают расчетным путем. Стабильна и температура заливки чугуна. Это говорит о высокой технологической дисциплине на участке плавки. Соответственно механические свойства чугуна отвечают требованиям технических условий и достаточно стабильны. Вместе с тем, склонность к отбелу расплава в течение наблюдаемого периода колеблется в широких пределах, что и приводит к появлению цементита в отливках. Выполнили регрессионный анализ зависимости механических свойств чугуна от химического состава и температуры [2].

Адекватные уравнения регрессии имеют вид:

$$\begin{aligned} \text{Отбел} &= -3,5 + 0,017 t - 4,24 C + 3,99 \text{Mn} - 1,48 \text{Si} + \\ &+ 1,74 \text{Cr} \\ \sigma &= 33,62 + 0,023 t - 8,84 C + 5,9 \text{Mn} - 8,33 \text{Si} + 5,99 \text{Cr} \\ \text{HB} &= 192,54 + 0,078 t - 13,83 C + 13,17 \text{Mn} - 21,4 \text{Si} + \\ &+ 0,9 \text{Cr} \end{aligned}$$

Адекватность моделей подтверждена анализом остатков.

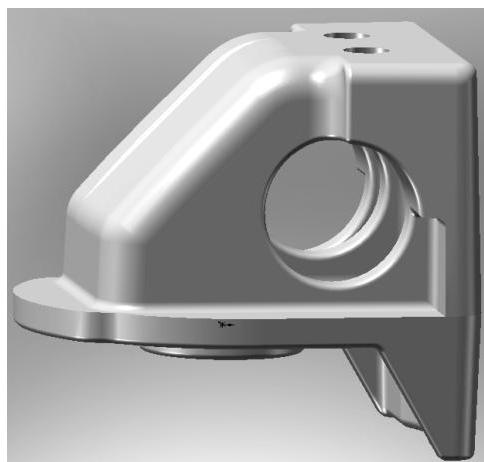


Рис. 1. Отливка «клин фрикционный»

Для снижения отбела следует снижать температуру, уменьшать концентрацию марганца или увеличивать содержание кремния и углерода. Однако сделать это невозможно, так как это вызовет снижение предела прочности чугуна. Уменьшение этого показателя недопустимо, так как его среднее значение близко к нижнему пределу.

Для решения задачи было предложено изменить технологию модифицирования. Вместо ферросилиция ФС75 использовать более эффективный смесевой модификатор МК21, производимый Смоленским региональным отделением российской ассоциации литейщиков.

Модификаторы серии МК – пакетированные смеси, состоящие, в основном, из порошков активированного высокотемпературной обработкой углерода и полученного физико-химическим путем металлического кремния. Основная особенность МК заключается в том, что часть их находится в высокодисперсном состоянии. Эта степень дисперсности обуславливает резкое увеличение модифицирующей способности и "живучести" смеси.

Средний размер частиц составляет 13,9 мкм. Расчеты показывают, что количество частиц в 1 см³ металла составляет 15,2·10⁶ шт./см³.

Таким образом, в чугун вводится большое количество дисперсных частиц графита и кремния, создающих идеальные условия для зарождения графитной фазы, так как частицы модификатора соизмеримы с фрактальными агрегатами графита [4]. Основной признак фрактальности структуры – ее способность сохранять самоподобие в процессе эволюции в различных пространственно-временных масштабах [5]. С точки зрения теории синергетики, которая включает в себя описание эволюционных процессов и переходов с выбором альтернатив от состояний неустойчивости к гомеостазу, перегретый жидкий чугун находится в пространственно-однородном состоянии с довольно высокой степенью симметрии. Как только начинается процесс переохлаждения, происходит обильный обмен энергией с окружающей средой, появляется избыток свободной энергии, симметрия системы нарушается и возникает диссипативная структура с более низкой степенью симметрии. Диссипативная структура, достигая в про-

Показатели статистики за квартал

Изучаемые переменные	Основные статистические показатели						
	Значение			Средне-квадратичное отклонение S	Дисперсия S ²	Коэффициент вариации V, %	
	среднее	минимальное	максимальное				
Температура, °C	1428,093	1360,000	1470,000	14,78118	218,4832	1,04	
Отбел, мм	8,253	5,000	13,000	1,63084	2,6597	19,76	
Механические свойства	σВ, МПа	301,95	208,00	383,00	28,1355	791,60	9,32
	HB	235,877	217,000	271,000	8,15808	66,5536	3,45
Содержание элементов, %	C	3,098	2,920	3,250	0,06537	0,0043	2,11
	Mn	0,825	0,320	1,0	0,07489	0,0056	9,07
	Si	1,812	1,580	2,090	0,09541	0,0091	5,2
	Cr	0,139	0,100	0,260	0,02073	0,0004	14,91

цессе эволюции системы порога неустойчивости, начинает самоорганизацию новой, более устойчивой на данном иерархическом уровне структуры. Система стремится к приобретению нового симметричного состояния и идет по пути создания фрактальной структуры. Этот момент важен, поскольку возможность получения заданной структуры наиболее высока. При формировании иерархической структуры имеют место управляющие параметры, которые в общем случае могут быть различными для различных иерархических уровней. Для поликристаллического материала, в котором присутствуют различные химические элементы, могут развиваться два сценария формирования структуры: при сравнимом количестве химических элементов различных групп управляющим параметром будут служить диффузионные затруднения; когда же содержание одних химических элементов будет подавляюще большим, управляющим параметром будет служить фрактальная размерность, которая и будет определять захват пространства [6].

В нашем случае в расплав вносится множество дисперсных частиц углерода и кремния, что будет способствовать формированию мелкозернистой структуры серого чугуна без наличия свободного цементита. Та-

ким образом, искусственно создается структурная наследственность. Это не противоречит и термодинамике процесса, что подтверждено расчетами.

Следует отметить также, что при использовании дисперсных частиц гравитационные силы слабо контролируют кинетику системы «металл-частица», частицы совершают броуновское движение и коэффициент их диффузионной подвижности увеличивается. Следовательно, они обладают высокой седиментационной устойчивостью. Возрастает также их термодинамическая устойчивость против растворения [7]. Все это резко увеличивает живучесть модификатора.

Для подтверждения правильности выбранного направления было произведено моделирование процесса модифицирования в программе FLOW-3D (www.flow3d.com, www.flow3d.ru) модификаторами МК21 и ФС75. Процесс моделирования заключался в изучении поведения частиц-модификаторов в расплаве при заполнении им полости литейной формы отливки). Выполнен анализ изменения количества частиц модификатора в процессе заливки в различных местах отливки. Поскольку модификатор МК21 является смесевым и состоит из частиц графита и кремния, для упрощения моделирования проводили отдельный расчет для частиц кремния и частиц графита. Частицы моделировали как идеальные сферы с заданным постоянным размером и плотностью без возможности их изменения (роста или растворения) в процессе течения расплава. В каждой группе (кремний, графит, ФС75) частицы задавали одинакового размера, равного среднему размеру частиц в модификаторе. Средние размеры частицы графита и кремния составляют 12,8 и 15,1 мкм соответственно. При моделировании частиц в потоке в программе FLOW-3D использовали опцию «полного взаимодействия» в системе частица-расплав, т.е. не только поток определяет динамику частиц, но и последние оказывают влияние на течение расплава.

В 1 см³ расплава находится $17,8 \cdot 10^6$ частиц графита и $6,2 \cdot 10^6$ частиц кремния. Расчет такого огромного количества частиц превышает возможно-

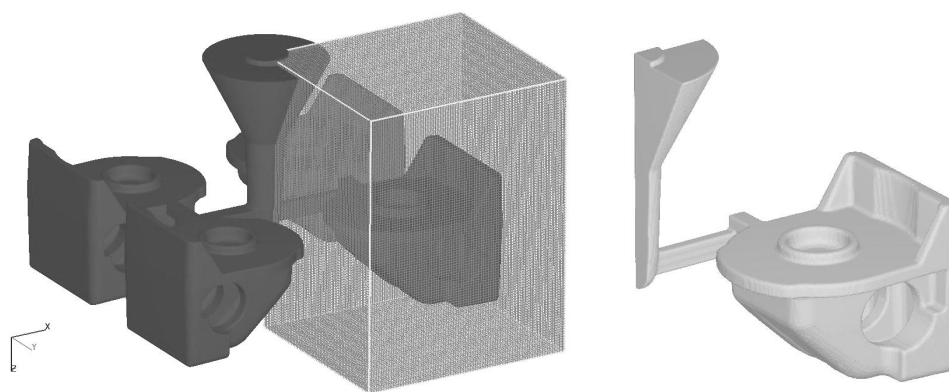


Рис. 2. Полость литейной формы отливки «клин фрикционный» с расчетной сеткой и численная модель для расчета в программе FLOW-3D

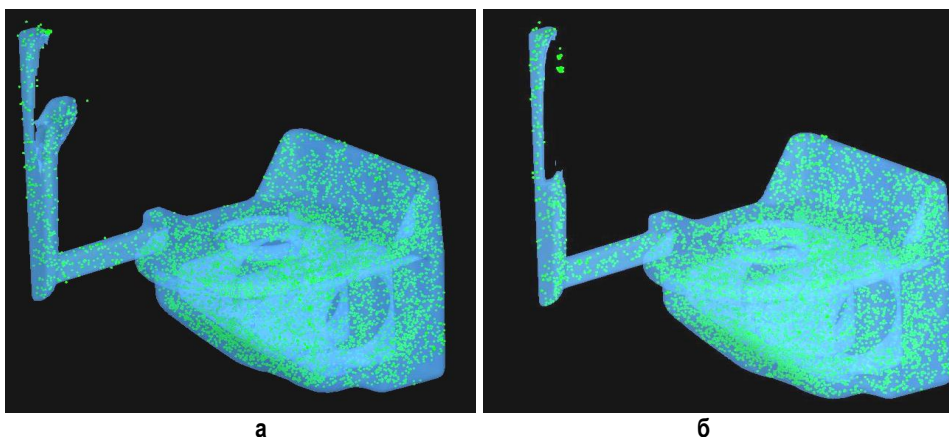


Рис. 3. Распределение частиц в отливке в момент окончания заливки: а – частицы графита, б – частицы кремния. Для лучшего визуального восприятия размер частиц увеличен

сти современных вычислительных систем, поэтому при моделировании использовали значительно меньшее ($3,65 \text{ шт./см}^3$), но тоже большое (в масштабе отливки) число частиц. Для сравнительного и качественного анализа поведения частиц кремния, графита и ФС75 такая замена вполне оправдана. Средний размер частиц ФС75 существенно выше и равен 5 мм. Одна частица ферросилиция приходится на 3 см^3 расплава. Для сравнительного анализа число частиц ФС75 было увеличено до

$3,65 \text{ шт./см}^3$.

Плотность материалов следующая: кремний – $2,33 \text{ г/см}^3$; графит – $2,23 \text{ г/см}^3$; ФС75 – $3,5 \text{ г/см}^3$. Время заливки формы – 20 с. В расплаве, входящем в полость литейной формы, задавалось случайное начальное распределение частиц.

Для моделирования процесса модифицирования была использована технология формы, разработанная в ОАО «Чебоксарский агрегатный завод». В форме находятся четыре отливки (рис. 2). Принимая в расчет симметричное расположение отливок, для сокращения длительности расчета моделировали заполнение только одной отливки (четверти литейной формы).

Анализ распределения частиц модификаторов в отливке в зависимости от времени заполнения формы выполнили для характерного места отливки – наклонной стенки, в трех её частях: нижней, средней и верхней. Для этих частей строили графики зависимости количества частиц-модификаторов от времени заполнения. Моделирование показало, что закономерности распределения частиц графита и кремния в отливке в процессе заполнения формы аналогичны. Это связано с тем, что оба материала близки по плотности и размерам. Можно утверждать, что выявленные закономерности сохраняются и при использовании смесового модификатора. Кремний и углерод равномерно рассредоточились по всему объему отливки (рис. 3) и с течением времени распределение на изучаемых высотах наклонной стенки практически не менялось (рис. 4–6).

Это подтверждает теоретические предпосылки о том, что частицы графита и кремния, благодаря их дисперсности, обладают высокой седиментационной устойчивостью. Они активно «замутняют» расплав и способствуют образованию множества центров кристаллизации графита, что обеспечивает стабильность процесса модифицирования во всех частях отливки в течение всего времени

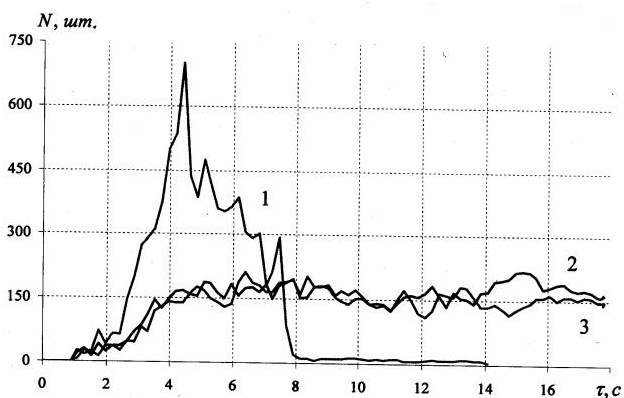


Рис. 4. Изменение во времени количества частиц графита (2), кремния (1) и ферросилиция (3) в нижней (см. рис. 2) части наклонной стенки

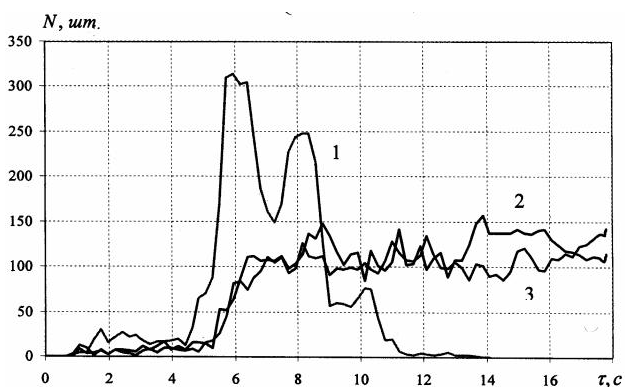


Рис. 5. Изменение во времени количества частиц графита (2), кремния (3) и ферросилиция (1) в средней части наклонной стенки

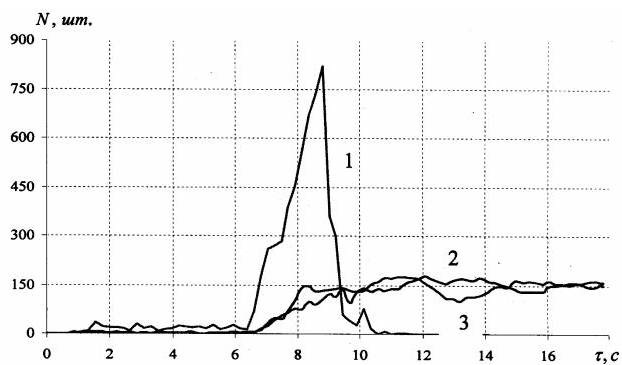


Рис. 6. Изменение во времени количества частиц графита (2), кремния (1) и ферросилиция (3) в верхней части наклонной стенки

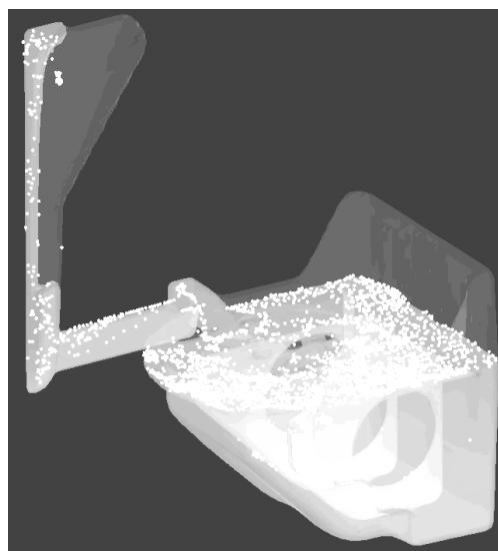


Рис. 7. Распределение частиц ферросилиция в расплаве на промежуточном этапе заливки.

Для лучшего визуального восприятия размер частиц увеличен

кристаллизации, что следует из графиков.

Крупные частицы ферросилиция, наоборот, всплывают на поверхность металла в процессе заливки, а в конце ее оказываются преимущественно в верхней части отливки (рис. 7). На графиках (см. рис. 4–6) количество частиц ФС75 имеют ярко выраженные экстремумы, которые обусловлены процессами заполнения расплавом с частицами заданных объемов отливки (частей наклонной стенки) и всплытием частиц с выходом их из заданных объемов.

Это доказывает, что частицы ФС75 обладают низкой седиментационной устойчивостью из-за их крупных размеров. Поэтому ФС75 крайне неравномерно распределяется в расплаве в процессе заливки. Анализ показывает, что конструкция отливки и расположение ее в форме обуславливают повышенную вероятность возникновения отбела в наклонной и вертикальных стенках, где частицы ФС75 практически не остается. Результаты моделирования коррелируют с заводским опытом работы.

Для проверки теоретических предпосылок в сталелитейном цехе ОАО «ЧАЗ» были проведены опытные плавки серого чугуна СЧ30 для отливок «клин фрикции-

онный». Для оптимизации расхода МК21 опробовали эффективность модифицирования чугуна в раздаточном и разливочном ковшах. Отмечена высокая живучесть модификатора. Время разливки расплава из раздаточного ковша колебалось от 45 до 65 мин. Во всех случаях эффект модифицирования расплава МК21 сохранялся до конца разливки, что подтверждает высказанные ранее теоретические предпосылки результаты моделирования. Наиболее оптимальным оказалось модифицирование расплава в разливочном ковше. При этом требуется значительно меньшее количество модификатора МК21.

На основании проведенных экспериментов в ОАО «ЧАЗ» внедрен технологический процесс модифицирования чугуна СЧ30 для отливки «клин фриционный» в разливочном ковше. Первую половину металла, когда он горячий, модифицируют МК 21 в количестве 0,08% (пакет 400 грамм). Затем снижают расход материала до 0,04% (пакет 200 грамм).

Внедрение позволило исключить брак по отбелу в отливках и получить годовой экономический эффект в размере 1 млн 128 тыс. рублей.

Список литературы

1. Салин В.Н., Чурилова Э.Ю. Практикум по курсу «Статистика» (в системе STATISTIKA). М.: «Издательский дом» Социальные отношения, Издательство «Перспектива», 2003. 188 с.
2. Демиденко Е.З. Линейная и нелинейная регрессии. М.: Финансы и статистика, 1982. 189 с.
3. Гаврилин И.В. Строение жидкой и твердой фаз в литейных сплавах в твердожидком состоянии // *Металлургия машиностроения*. 2003. № 6. С. 9–11.
4. Давыдов С.В. Новый подход к классификации методов модифицирования // *Металлургия машиностроения*. 2006. № 5. С. 5–9.
5. Иванова В.С., Новиков В.У. К итогам симпозиума «Фракталы и прикладная синергетика» // *Металлургия машиностроения*. 2004. № 1. С. 33–37.
6. Закирничная М.М. Образование фуллеренов в углеродистых сталях и чугунах при кристаллизации и термических воздействиях: Дис. ... д-ра техн. наук. Уфа, 2001.
7. Гаврилин И. В. Кластеры – фуллерены – фракталы в жидких литейных сплавах // *Металлургия машиностроения*. 2004. № 5. С. 30–33.

List of literature

1. Salin V.N., Churilova E.Y. Practical course "Statistics" (in the system STATISTIKA). M.: "Publishing house" Social relations", Publishing house "Perspectiva", 2003. 188 p.
2. Demidenko E.Z. The linear and nonlinear regression. M.: Finance and statistics, 1982. 189 p.
3. Gavrillin I.V. Liquid and solid phases in the cast alloys in the solid and liquid states // *Engineering metallurgy*. 2003. № 6. P. 9–11.
4. Davydov S.V. New approach to the classification of the modification methods // *Engineering metallurgy*. 2006. № 5. P. 5–9.
5. Zakirnichnaya M.M. Fullerene formation in the carbon steels and cast irons in the crystallization and thermal effects: Dissertation of the doctor of the technical science. Ufa, 2001.
6. Ivanova V.S., Novikov V.U. The symposium results "Fractals and applied synergy" // *Engineering metallurgy*. 2004. № 1. P.33–37.
7. Gavrillin I.V. Clusters – fullerenes-fractals in the liquid cast alloys // *Engineering metallurgy*. 2004. № 5. P.30–33.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.735.001.2

Железков О.С., Гатин Ф.Ф., Чуйко Е.Ю., Железков С.О.

ПРИМЕНЕНИЕ КРИТЕРИЯ МИНИМАЛЬНОЙ НЕРАВНОМЕРНОСТИ ДЕФОРМАЦИИ ДЛЯ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССОВ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

В процессах обработки металлов давлением, в частности при горячей штамповке поковок сложной формы, необходимо обеспечить требуемое качества изделий при минимальных затратах на производство. Качество поковок в значительной степени определяется однородностью макроструктуры, которая существенно зависит от равномерности распределения степени деформации по объему деформированного тела. При этом наиболее рациональными считаются процессы пластического формоизменения, при которых обеспечивается минимальная неравномерность деформации [1–3]. Дополнительно следует отметить, что высокая неравномерность напряженно-деформированного состояния зачастую приводит к снижению стойкости формообразующего инструмента [4]. Поэтому при сопоставлении различных возможных вариантов процессов ОМД и выборе наиболее рационального оценивать эффективности технологии можно по параметру, который учитывает возникающую неравномерность деформации.

В работах Ю.Н. Резникова [1–3] рассматриваются проблемы поиска рациональных технологических процессовковки и штамповки по критерию минимальной неравномерности деформации. При этом рекомендуется при решении плоских задач использовать безразмерный показатель неравномерности деформации

$$J_5 = \frac{\sum_{i=1}^n |\varepsilon_{cp} - \varepsilon_i| S_i}{\sum_{i=1}^n S_i}, \quad (1)$$

где ε_i , S_i – степень деформации на i -м участке и площадь этого участка; ε_{cp} – среднее арифметическое значение степени деформации по сечению поковки.

В последние годы при моделировании процессов ОМД широкое применение получил метод конечных элементов (МКЭ) [5]. Применяемые методики и программы расчетов с использованием МКЭ позволяют определять степень (интенсивность) деформации ε_i в каждом узле сетки элементов, которые при решении плоских задач представляются в виде многоугольников (треугольников либо четырехугольников), а при решении объемных задач – в виде многогранников, например тетраэдров. Потому критерий J_5 для случая плоского деформирования можно представить в виде

$$J_5^1 = \frac{\sum_{k=1}^n |\varepsilon_{cp} - \varepsilon_{ik}| A_k}{\sum_{k=1}^n A_k}, \quad (2)$$

где A_k – площадь k -го элемента; n – количество элементов, на которые разбивается деформируемая среда.

Для трехмерных задач

$$J_5^1 = \frac{\sum_{k=1}^n |\varepsilon_{cp} - \varepsilon_{ik}| V_k}{\sum_{k=1}^n V_k}, \quad (3)$$

где V_k – объем k -го элемента.

При решении осесимметричных задач объем k -го элемента можно представить как объем кольца, средний радиус которого r_k (расстояние от оси до центра элемента), а площадь сечения – A_k . Тогда объем k -го элемента $V_k = 2\pi r_k A_k$, а критерий неравномерности деформации

$$J_5^1 = \frac{\sum_{k=1}^n |\varepsilon_{cp} - \varepsilon_{ik}| A_k r_k}{\sum_{k=1}^n A_k r_k}. \quad (4)$$

Рассматривая некоторый элемент k , можно определить площадь этого многоугольника A_k и значения интенсивности деформации ε_i в узлах сетки, среднюю интенсивность деформации в элементе ε_{ik} и среднюю интенсивность деформации объему деформируемого тела

$$\varepsilon_{cp} = \frac{\sum_{k=1}^n \varepsilon_{ik}}{n}. \quad (5)$$

Критерий неравномерности деформации (4) использовался при выборе рациональных режимов технологии горячей штамповки заготовок цельных корпусов шаровых шарниров и заготовок рулевых тяг.

При изготовлении заготовок корпусов шаровых шарниров горячей штамповкой на дугостаторных прессах [6] в качестве исходной заготовки рационально использовать заготовку цилиндрической формы, которую

сравнительно просто можно получить из прутков круглого поперечного сечения резкой на ножницах. Однако при условии равенства объемов исходной заготовки и поковки возможно использовать заготовки с различным

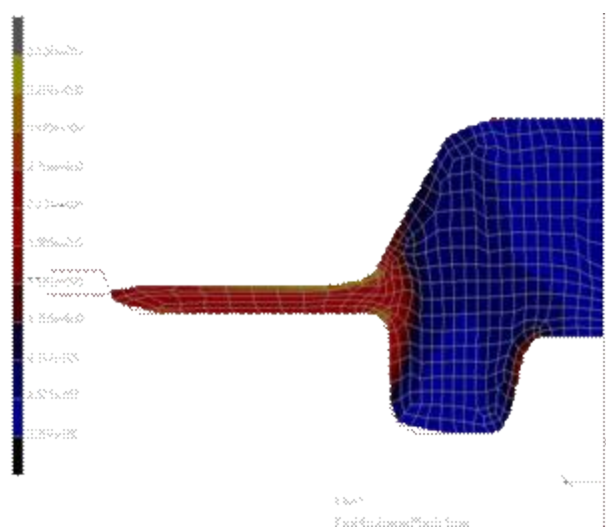


Рис. 1. Распределения интенсивности деформаций по объему штампуемой заготовки при отношении $h_0/d_0=1,0$

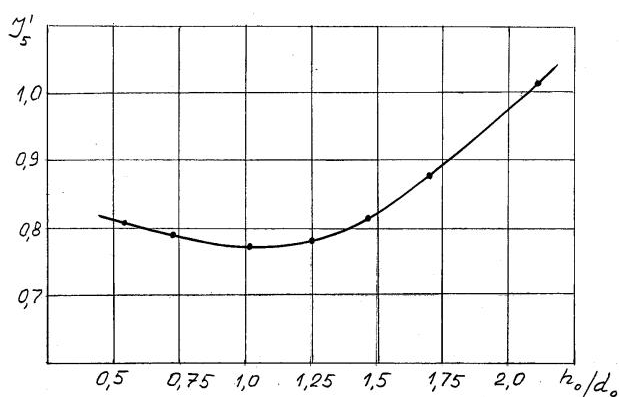


Рис. 2. Изменение критерия неравномерности деформации J_5^1 в зависимости от отношения h_0/d_0

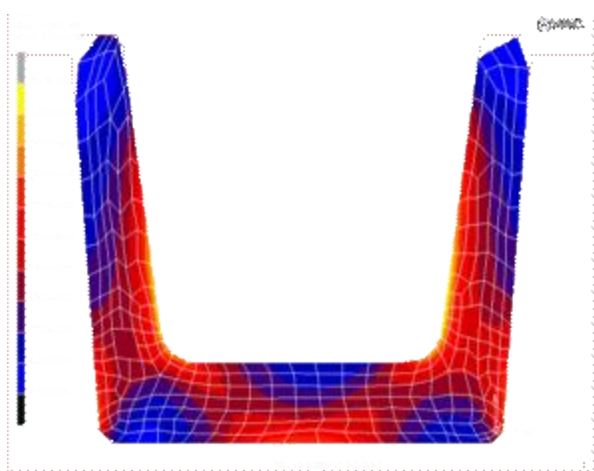


Рис. 3. Распределения интенсивности деформаций в чашкообразной головке рулевой тяги при штамповке из заготовки с головкой цилиндрической формы

отношением высоты к диаметру (h_0/d_0). Используя методы компьютерного моделирования на базе программного комплекса MARK/Auto Forge, проведены исследования, направленные на поиск рациональной формы исходной заготовки. На рис. 1 представлена картина распределения интенсивности деформаций по объему штампуемой заготовки при отношении $h_0/d_0=1,0$. Аналогичные поля распределения интенсивности деформаций по объему штампуемой заготовки определялись при отношениях $h_0/d_0=2,16$; $h_0/d_0=1,45$; $h_0/d_0=0,74$; $h_0/d_0=0,56$.

По результатам компьютерного моделирования выполнены расчеты и построен график изменения критерия неравномерности деформации J_5^1 в зависимости от отношения высоты исходной заготовки к её диаметру h_0/d_0 (рис. 2).

Анализ полученных результатов показал, что при штамповке цельных корпусов шаровых шарниров минимальная неравномерность деформации достигается при отношении $h_0/d_0=1,0-1,1$.

Критерий минимальной неравномерности деформации (4) использовался при оценке эффективности процесса горячей штамповки наконечников рулевых тяг на горизонтально-ковочных машинах (ГКМ). Применяемый на ВАЗе технологический процесс штамповки заготовок рулевых тяг осуществляется на ГКМ за четыре перехода [7]. На первом и втором переходах штампуют конические головки с большим основанием, примыкающим к стержню. На третьем переходе осуществляют штамповку сферической головки с переходным коническим участком к стержню. На четвертом – окончательно штампуют головку заготовки корпуса рулевой тяги в виде чашки.

Недостаток применяемой технологии – низкая стабильность процесса штамповки вследствие продольного изгиба штампуемого участка заготовок на первом и втором переходах. Причинами возникновения продольного изгиба являются неперпендикулярность торца исходной заготовки продольной оси, а также большая относительная высота штампуемого участка. Искривление заготовок на первом и втором переходах приводит к образованию складок (зажимов), незаполнению штампа с одной стороны и образованию заусенца с другой, что вызывает снижение качества поковок или приводит к образованию брака. Кроме того, окончательная штамповка чашкообразной головки из головки сферической формы вызывает возникновение существенной неравномерности деформации при действии значительных сил на контакте заготовки с инструментом.

Разработана новая технология горячей штамповки наконечника рулевой тяги, которая осуществляется следующим образом. Цилиндрическую заготовку с нагретым штампуемым участком помещают на позицию первого перехода штамповки горизонтально-ковочной машины, где при движении бокового ползуна зажимают в полуматрицах, а при движении главного рабочего ползуна с помощью пуансона штампуют головку в виде двух конусов, сопряженных по большим основаниям. На втором переходе осуществляют штамповку головки в виде цилиндра, ось которого перпендикулярна продольной оси исходной заготовки. Для этого вначале заготовку с головкой в виде двух конусов, сопряженных по большим основаниям, зажимают полуматрицами второго перехода за головку в местах сопряжения конусов.

После чего при движении главного рабочего ползуна пуансоном второго перехода штампуют цилиндрическую головку с осью, перпендикулярной оси стержня. Зажим полуматрицами головки в местах сопряжения конусов практически полностью исключает возможность продольного изгиба штампуемого участка заготовки, что обеспечивает получение поковок высокого качества. На третьем переходе осуществляют окончательную штамповку головки в виде чашки. Штампующая на втором переходе форма головки в виде цилиндра более близка к форме окончательно штампующей головки в виде чашки, формируемой на последнем переходе, чем в известном способе, когда чашкообразная головка формируется из головки сферической формы.

Используя программный комплекс MARK/Auto Forge и критерий неравномерности деформации (4), проведены соответствующие расчеты и выполнена оценка эффективности штамповки наконечников рулевых тяг из заготовок с головками сферической и цилиндрической форм.

На рис. 3 представлены поля распределения интенсивности деформации при штамповке чашкообразной головки заготовки рулевой тяги из заготовки с цилиндрической головкой. Анализ полученных результатов показал, что при штамповке заготовок рулевых тяг из заготовок с головкой цилиндрической формы критерий неравномерности деформации J_5^1 в 1,3 раза меньше, чем при штамповке из заготовок со сферической головкой. Кроме того, проведенные экспериментальные исследования показали, что усилия штамповки снижаются на 15%.

Таким образом, используя усовершенствованный критерий минимальной неравномерности деформации и результаты математического моделирования с применением метода конечных элементов, выполнен поиск рациональных технологий горячей штамповки заготовок цельных корпусов шаровых шарниров и заготовок наконечников рулевых тяг.

Список литературы

1. Резников Ю.Н., Калинин Г.Г. Оптимизация заготовительных ручьев для поковок, изготавливаемых объемной штамповкой // Кузнечно-штамповочное производство. 1998. № 10. С. 8–10.
2. Возможности предотвращения дефектов и уменьшения неравномерности деформации поковок при объемной штамповке / Ю.Н.Резников, Г.Г.Калинин, В.Ю.Истомин и др. // Оптимизация процессов обработки давлением: Межвуз. сб. науч. тр. Ростов н/Д: ДГТУ, 1998. С. 80–85.
3. Резников Ю.Н. Расчет оптимальных заготовок и заготовительных ручьев в процессах объемной штамповки // Изв. вузов. Черная металлургия. 1987. № 10. С. 39–43.
4. Рябичева Л.А., Усатюк Д.А. Влияние неравномерности напряженно-деформированного состояния на стойкость штампов // Кузнечно-штамповочное производство. 2008. № 3. С. 30–34.
5. Бибя Н.В., Лишний А.И., Стебунев С.А. Трехмерное моделирование процессов обработки металлов давлением методом конечных элементов // Производство проката. 2003. № 12. С. 20–24.
6. Гун И.Г., Железков О.С., Чуйко Е.Ю. Технология горячей штамповки корпусов шаровых шарниров на дуго-статорных прессах // Прогрессивные процессы и оборудование металлургического производства: Материалы 2-й Всерос. конф. Череповец, 2001. С. 25.
7. Шнейберг В.М., Акаро И.Л. Кузнечно-штамповочное производство Волжского автомобильного завода. М.: Машиностроение, 1977. С. 302.

List of literature

1. Reznikov Y.N., Kalinin G.G. Preliminary stream for the forged piece produced by die forging // Press-forging production. 1998. № 10. P. 8–10.
2. Defect prevention and decrease in irregularity of the forged piece deformation in die forging / Reznikov Y.N., Kalinin G.G., Istomin V.Y. and others // Optimization of metal forming processes: Collection of scientific works. Rostov-na-Donu: DSTU, 1998. P. 80–85.
3. Reznikov Y.N. Calculation of optimal billets and preliminary streams in the die forging processes // Institute news. Ferrous metallurgy. 1987. № 10. P. 39–43.
4. Ryabicheva L.A., Usatuk D.A. The impact of the deflected mode irregularity on the die firmness // Press-forging production. 2008. № 3. P. 30–34.
5. Biba N.B., Lushny A.I., Stebunov S.A. Three-dimensional simulation of the metal forming processes by the finite element method // Rolled metal production. 2003. № 12. P. 20–24.
6. Gun I.G., Zhelezkov O.S., Chuyko E.Y. Hot forming technology of the ball and socket joint bodies in the electric arc presses // Advanced processes and equipment of the metallurgical production: Materials of the 2nd Russian Conference. Cherepovets, 2001. P. 25.
7. Shneyberg V.M., Akaro I.L. Press-forging production of Volzhsky automobile plant. M.: Mechanical engineering, 1977. P. 302.

УДК 621.771.23.001.2

Бельский С.М., Мухин Ю.А.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРОФИЛИРОВАННЫХ РОЛИКОВ ДЛЯ РЕГУЛИРОВАНИЯ ПЛОСКОСТНОСТИ ПРОКАТЫВАЕМЫХ ПОЛОС

Известно [1] что неравномерность эпюры переднего натяжения влечет за собой изменение выходных скоростей течения металла, при этом напряжения, вызванные

неравномерностью выходных скоростей полосы, при снятии натяжения превращаются в остаточные. Другими словами, если во время прокатки измерять распределе-

ние напряжений в полосе, например магнитным или тензометрическим роликом, и каким-либо образом встречно изменять эпюру переднего натяжения с тем, чтобы компенсировать неравномерность остаточных напряжений, то можно регулировать плоскостность прокатываемой полосы. Возникает вопрос, каким образом точно регулировать форму эпюры переднего натяжения на выходе очага деформации, ведь неравномерность натяжений, созданная на участке полосы, уменьшается с увеличением расстояния от очага деформации в соответствии с принципом Сен-Венана. В работе [2] представлена аналитическая зависимость отношения установившейся амплитуды самоуравновешенной эпюры натяжений к исходной амплитуде от расстояния между местом возникновения исходной неравномерности до выходного сечения очага деформации. Ранее В.А.Николаев [3] исследовал распределение натяжений по ширине при охвате полосой выпуклого обводного ролика. Результаты теоретического анализа [2] и экспериментальных измерений [3] достаточно хорошо согласуются.

Рассмотрим один из возможных вариантов регулирования плоскостности прокатываемой полосы по описанному принципу.

Принцип регулирования плоскостности прокатываемой полосы 1 (рис. 1) заключается в обеспечении угла контакта φ полосы с профилированными роликами 3, расположенными за клетью 2, такой величины, чтобы дополнительные напряжения, образующиеся из-за изменения расстояний, пройденных серединой и краями полосы по поверхности профилированных роликов, воздействуя на выходное сечение очага деформации, выравняли бы вытяжки по ширине полосы; при этом для уменьшения краевой волнистости полоса оборачивается вокруг выпуклого ролика, а для уменьшения коробоватости – вокруг вогнутого ролика. Допустим, что полоса 1 на выходе клетки 2 имеет неравномерную эпюру продольных напряжений с амплитудой $\Delta\sigma^*$, способствующую краевой волнистости (рис. 2, а, кривая 1). Форма эпюры и уровень переднего натяжения σ_1 измеряются датчиком, например стессометрическим роликом 6.

Расчеты показывают [1], что при изменении формы эпюры выходного удельного натяжения эпюра выходных скоростей по ширине полосы изменяется следующим образом:

$$\varphi'(y) = \frac{\sigma_{1x}^0(y)}{E},$$

где $\sigma_{1x}^0(y)$ – неравномерность эпюры переднего удельного натяжения; $\varphi'(y)$ – выходная неравномерность скоростей полосы; E – модуль упругости материала полосы.

Другими словами, если к выходному сечению очага деформации приложить неравномерную эпюру

напряжений, то возникшая неравномерность скоростей выхода полосы компенсирует исходную неравномерность напряжений.

В соответствии с этим положением к выходному сечению очага деформации необходимо приложить компенсирующую эпюру переднего натяжения $\Delta\sigma_{рол}^*$ (см. рис. 2, а, кривая 3). Она вызовет течение металла, компенсирующее $\Delta\sigma_{рол}^*$. После снятия $\Delta\sigma_{рол}^*$ в полосе возникнут остаточные напряжения $\Delta\sigma_{ост}$, равные по амплитуде $\Delta\sigma_{рол}^*$, но противоположные по знаку (см. рис. 2, а, кривая 4), которые, в свою очередь, компенсируют $\Delta\sigma^*$. В результате такого регулирования в полосе исчезнут остаточные напряжения (см. рис. 2, а, кривая 5).

Процесс компенсации неравномерной эпюры продольных напряжений, способствующих коробоватости полосы, аналогичен и изображен на рис. 2, б.

Известно, что по принципу Сен-Венана неравномерность приложенных к полосе напряжений уменьшается с увеличением расстояния от места приложения. Следовательно, для того, чтобы к очагу деформации была приложена неравномерная эпюра напряжений с амплитудой $\Delta\sigma_{рол}^*$, на расстоянии a от него необходимо создать эпюру напряжений с амплитудой, равной $\Delta\sigma_{рол} = \frac{\Delta\sigma_{рол}^*}{K}$, где $K = K(a, B)$ – коэффициент ослабления, зависящий от расстояния до очага деформации a и ширины полосы B (рис. 2, кривые 2).

Коэффициент ослабления вычисляется по сле-

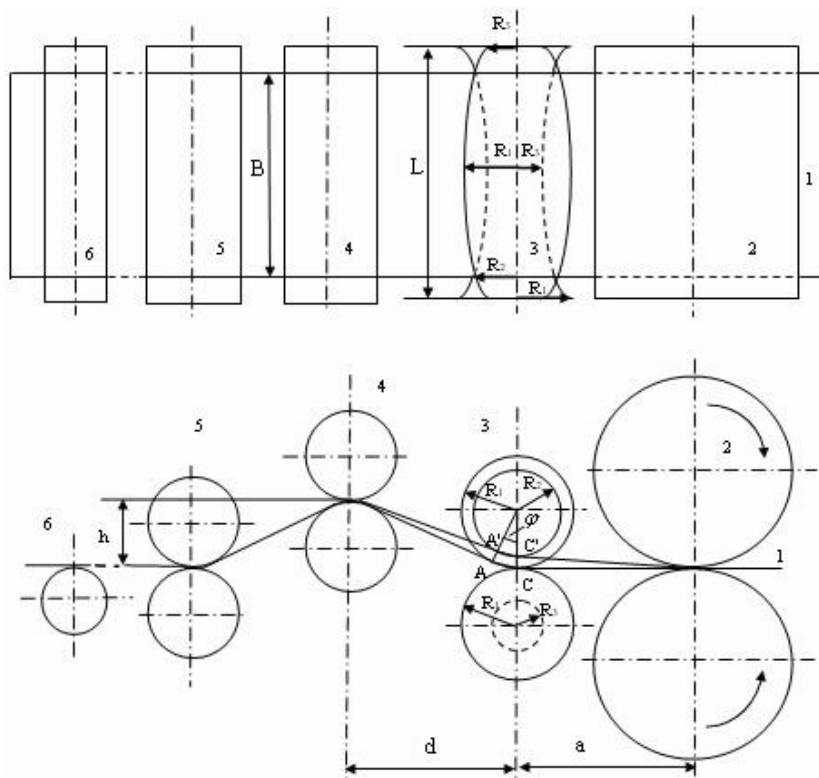


Рис. 1. Использование профилированных роликов для регулирования плоскостности прокатываемых полос

дующей формуле [2]:

$$K(a, B) = \frac{\sigma_x(x=0)|_{y=0} - \sigma_x(x=0)|_{y=\frac{B}{2}}}{\sigma_x(x=a)|_{y=0} - \sigma_x(x=a)|_{y=\frac{B}{2}}}, \quad (1)$$

где

$$\sigma_x(x, y) = S \left[\frac{1}{3} - \left(\frac{2y}{B} \right)^2 \right] - 12S \left[1 - \left(\frac{x}{a} \right)^2 \right]^2 \times$$

$$\times \left[\frac{1}{3} - \left(\frac{2y}{B} \right)^2 \right] \times \left[x_1^{(5)} + x_2^{(5)} \left(\frac{x}{a} \right)^2 + x_3^{(5)} \left(\frac{B}{2a} \right)^2 \left(\frac{2y}{B} \right)^2 + \right.$$

$$\left. + x_4^{(5)} \left(\frac{x}{a} \right)^4 + x_5^{(5)} \left(\frac{B}{2a} \right)^4 \left(\frac{2y}{B} \right)^4 \right] - 2S \left(\frac{B}{2a} \right)^2 \times \left[1 - \left(\frac{x}{a} \right)^2 \right]^2 \times$$

$$\times \left[1 - \left(\frac{2y}{B} \right)^2 \right] \times \left\{ \left(\frac{2y}{B} \right)^2 \times \left[8x_3^{(5)} + 16x_5^{(5)} \left(\frac{B}{2a} \right)^2 \left(\frac{2y}{B} \right)^2 \right] - \right.$$

$$\left. - \left[1 - \left(\frac{2y}{B} \right)^2 \right] \times \left[x_3^{(5)} + 6x_5^{(5)} \left(\frac{B}{2a} \right)^2 \left(\frac{2y}{B} \right)^2 \right] \right\};$$

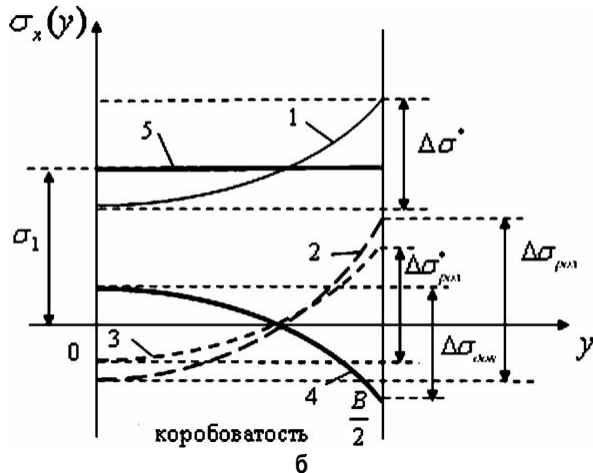
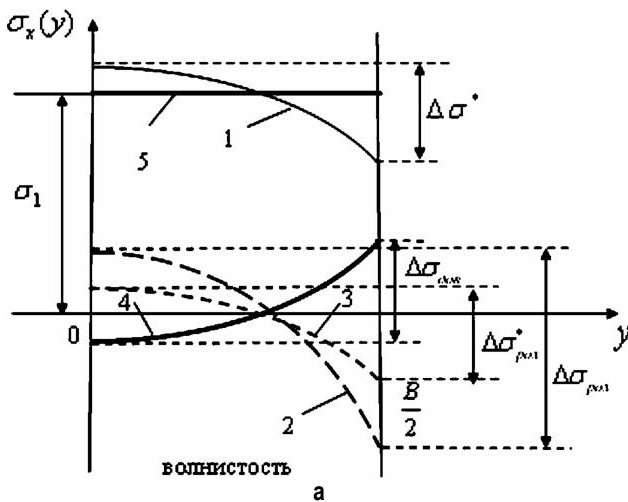


Рис. 2. Принцип регулирования плоскости прокатываемых полос

S – амплитуда неравномерности на расстоянии a от очага деформации,
 $x_1^{(5)}, x_2^{(5)}, x_3^{(5)}, x_4^{(5)}, x_5^{(5)}$ – корни следующей системы уравнений:

$$\begin{cases} A_{11}x_1^{(5)} + A_{12}x_2^{(5)} + A_{13}x_3^{(5)} + A_{14}x_4^{(5)} + A_{15}x_5^{(5)} = 1 \\ A_{21}x_1^{(5)} + A_{22}x_2^{(5)} + A_{23}x_3^{(5)} + A_{24}x_4^{(5)} + A_{25}x_5^{(5)} = 1 \\ A_{31}x_1^{(5)} + A_{32}x_2^{(5)} + A_{33}x_3^{(5)} + A_{34}x_4^{(5)} + A_{35}x_5^{(5)} = 1 \\ A_{41}x_1^{(5)} + A_{42}x_2^{(5)} + A_{43}x_3^{(5)} + A_{44}x_4^{(5)} + A_{45}x_5^{(5)} = 1 \\ A_{51}x_1^{(5)} + A_{52}x_2^{(5)} + A_{53}x_3^{(5)} + A_{54}x_4^{(5)} + A_{55}x_5^{(5)} = 1 \end{cases}$$

где $A_{11} = \left(\frac{64}{7} + \frac{256 b^2}{49 a^2} + \frac{64 b^4}{7 a^4} \right)$; $A_{12} = \left(\frac{64}{77} + \frac{64 b^4}{49 a^4} \right)$;

$A_{13} = \left(\frac{64 b^2}{49 a^2} + \frac{64 b^6}{77 a^6} \right)$;

$A_{14} = \left(\frac{64 \times 3}{77 \times 13} + \frac{256 b^2}{49 \times 33 a^2} + \frac{64 b^4}{49 \times 3 a^4} \right)$;

$A_{15} = \left(\frac{64 b^4}{49 \times 3 a^4} + \frac{256 b^6}{49 \times 33 a^6} + \frac{64 \times 3 b^8}{77 \times 13 a^8} \right)$;

$A_{21} = \left(\frac{64}{11} + \frac{64 b^2}{7 a^2} \right)$;

$A_{22} = \left(\frac{64 \times 3}{11 \times 13} + \frac{256 b^2}{77 a^2} + \frac{64 \times 3 b^4}{7 a^4} \right)$;

$A_{23} = \left(\frac{64 b^2}{77 a^2} + \frac{64 b^6}{77 a^6} \right)$;

$A_{24} = \left(\frac{256}{11 \times 13} + \frac{512 b^2}{13 \times 33 a^2} + \frac{64 \times 53 b^4}{3 \times 77 a^4} \right)$;

$A_{25} = \left(\frac{64 b^4}{77 \times 3 a^4} + \frac{64 \times 3 b^8}{77 \times 13 a^8} \right)$; $A_{31} = \left(\frac{64}{7} + \frac{64 b^4}{11 a^4} \right)$;

$A_{32} = \left(\frac{64}{77} + \frac{64 b^4}{77 a^4} \right)$;

$A_{33} = \left(\frac{64 \times 3 b^2}{7 a^2} + \frac{256 b^4}{77 a^4} + \frac{64 \times 3 b^6}{11 \times 13 a^6} \right)$;

$A_{34} = \left(\frac{64 \times 3}{77 \times 13} + \frac{64 b^4}{7 \times 33 a^4} \right)$;

$A_{35} = \left(\frac{53 \times 64 b^4}{7 \times 33 a^4} + \frac{512 b^6}{33 \times 13 a^6} + \frac{64 b^8}{11 \times 13 a^8} \right)$;

$A_{41} = \left(\frac{64 \times 9}{11 \times 13} - \frac{256 b^2}{77 a^2} + \frac{64 b^4}{7 a^4} \right)$;

$A_{42} = \left(\frac{64 \times 3}{11 \times 13} + \frac{512 b^2}{11 \times 13 a^2} + \frac{64 \times 53 b^4}{77 a^4} \right)$;

$A_{43} = \left(\frac{64 \times 9 b^2}{77 \times 13 a^2} + \frac{64 b^6}{77 a^6} \right)$;

$A_{44} = \left(\frac{64 \times 21}{11 \times 13 \times 17} + \frac{256 \times 9 b^2}{77 \times 13 a^2} + \frac{64 \times 643 b^4}{77 \times 13 a^4} \right)$;

$$A_{45} = \left(\frac{64 \times 3}{13 \times 77} \frac{b^4}{a^4} + \frac{256}{77 \times 33} \frac{b^6}{a^6} + \frac{64 \times 3}{77 \times 13} \frac{b^8}{a^8} \right);$$

$$A_{51} = \left(\frac{64}{7} - \frac{256}{77} \frac{b^2}{a^2} + \frac{64 \times 9}{11 \times 13} \frac{b^4}{a^4} \right);$$

$$A_{52} = \left(\frac{64}{77} + \frac{64 \times 9}{77 \times 13} \frac{b^4}{a^4} \right);$$

$$A_{53} = \left(\frac{53 \times 64}{77} \frac{b^2}{a^2} + \frac{512}{11 \times 13} \frac{b^4}{a^4} + \frac{64 \times 3}{11 \times 13} \frac{b^6}{a^6} \right);$$

$$A_{54} = \left(\frac{64 \times 3}{13 \times 77} + \frac{256}{33 \times 77} \frac{b^2}{a^2} + \frac{64 \times 3}{77 \times 13} \frac{b^4}{a^4} \right);$$

$$A_{55} = \left(\frac{643 \times 64}{13 \times 77} \frac{b^4}{a^4} + \frac{256 \times 9}{13 \times 77} \frac{b^6}{a^6} + \frac{64 \times 21}{11 \times 13 \times 17} \frac{b^8}{a^8} \right);$$

$$b = \frac{B}{2}.$$

Определим зависимость величины перемещения отклоняющихся роликов от величины неравномерности эпюры переднего натяжения. Допустим, полоса 1 выходит из клетки 2, имея неравномерность выходных напряжений $\Delta\sigma^*$ (см. рис. 2, кривые 1). На расстоянии a от очага деформации установлена пара роликов, имеющих сопряженные профилировки: один выпуклую, другой вогнутую, равные $\delta = R_1 - R_3$. Так как в полосе действует переднее удельное натяжение σ_1 , то полоса плотно охватывает профилированный ролик на участке, соответствующем углу φ . При этом разность расстояний, пройденных серединой и краями полосы по поверхности выпуклого профилированного ролика $\Delta\ell = AC - A'C' = R_1\varphi - R_2\varphi = \varphi\Delta R$, где R_2 – радиус ролика на краю полосы, а по поверхности нижнего – $\Delta\ell = R_2\varphi - R_3\varphi = \varphi\Delta R$. При параболической профилировке роликов $\Delta R = \delta \left(\frac{B}{L} \right)^2$, тогда $\Delta\ell = \delta \left(\frac{B}{L} \right)^2 \varphi$.

Угол охвата профилированного ролика:

$$\varphi = \arctg \frac{h}{d} \approx \frac{h}{d}; \quad \Delta\ell = \delta \left(\frac{B}{L} \right)^2 \frac{h}{d}.$$

Список литературы

1. Бельский С.М. Плоскостность горячекатаной полосы при ее неравномерном охлаждении на выходе из клетки // Современные достижения в теории и технологии пластической обработки металлов. СПб., 2007. С. 32–34.
2. Мухин Ю.А., Мазур И.П., Бельский С.М. Затухание амплитуды самоуравновешенной эпюры продольных упругих напряжений в прокатываемой полосе // Исследование, разработка и применение высоких технологий в промышленности. СПб., 2007. С. 244.
3. Николаев В.А., Костенко А.С. Закономерности изменения продольных напряжений в полосе при выпуклом обводном ролике // Изв. вузов. Черная металлургия. 1975. № 3. С. 111–113.

Относительная разность расстояний, пройденных серединой и краями полосы:

$$\varepsilon \approx \frac{\Delta\ell}{a} = \delta \left(\frac{B}{L} \right)^2 \frac{h}{da}.$$

Тогда неравномерность напряжений, создаваемая профилированным роликом:

$$\Delta\sigma_{\text{рол}} = E\varepsilon = E\delta \left(\frac{B}{L} \right)^2 \frac{h}{da},$$

где E – модуль упругости материала полосы.

Нужно отметить, что плотный охват полосой профилированного ролика на участке, соответствующем углу φ , обеспечивается при условии $\Delta\sigma_{\text{рол}} \leq \sigma_1$. В противном случае участки полосы, где $\Delta\sigma_{\text{рол}} > \sigma_1$, не будут прилегать к поверхности профилированного ролика.

Таким образом, для компенсации неравномерности напряжений $\Delta\sigma^*$, возникающих в полосе на выходе из клетки, необходимо переместить отклоняющие ролики на расстояние, равное

$$h = \frac{\Delta\sigma^*}{KE} \left(\frac{L}{B} \right)^2 \frac{da}{\delta},$$

где $\Delta\sigma^*$ – разница между удельными напряжениями в середине и на краю полосы, причем она положительна при форме эпюры, способствующей волнистости полосы, и отрицательна при форме эпюры, способствующей коробоватости; K – коэффициент ослабления; L – длина бочки профилированных роликов; B – ширина полосы; a – расстояние между осями рабочих валков и профилированных роликов, не более половины длины бочки; d – расстояние между осями профилированных роликов и отклоняющих роликов; δ – выпуклость/вогнутость профилированных роликов на радиусе; E – модуль упругости материала полосы.

List of literature

1. Belsky S.M. Hot-rolled strip flatness in its irregular cooling at the stand outlet // Modern achievements in the theory and technology of the plastic metal working. SP., 2007. P. 32–34.
2. Mukhin Y.A., Mazur I.P., Belsky S.M. Amplitude subsidence of the self-balances diagram of the longitudinal elastic stress in the rolled strip // Research, development and application of high technologies in the industry. SP., 2007. P. 244.
3. Nikolaev V.A., Kostenko A.S. Variation of longitudinal stress in the strip in the convex running roller // Institute edition. Ferrous metallurgy. 1975. № 3. P. 111–113.

ТЕХНОЛОГИЯ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ

УДК 621.941.01

Кургузов С.А., Сидоренко В.В., Волков А.А., Кургузов В.А.

ФОРМИРОВАНИЕ ОСТАТОЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В ПОВЕРХНОСТИ ЗАКАЛЕННОГО СТАЛЬНОГО ИНСТРУМЕНТА ПРИ ВЫГЛАЖИВАНИИ

Выглаживание, как вариант поверхностного пластического деформирования (ППД) рабочих поверхностей различного инструмента, позволяет повысить его износостойкость за счет изменения напряженно-деформированного состояния поверхности, в частности формирования сжимающих остаточных напряжений [1]. Данный способ обработки технологически прост, не требует дорогого оборудования и инструмента и позволяет значительно повысить работоспособность продукции. Для назначения оптимальных режимов при выглаживании необходимо установить математическую зависимость влияния различных технологических факторов процесса на формируемые в поверхностном слое обрабатываемого инструмента остаточные напряжения.

Одним из путей решения поставленной задачи является метод теории подобия [2], в частности метод Релея. По сравнению с экспериментальными исследованиями данная методика позволяет разработать функциональную зависимость и распространять выводы на любые другие процессы выглаживания, независимо от уровня и соотношения величин факторов.

В настоящей работе разработана математическая модель формирования остаточных напряжений при выглаживании цилиндрических инструментов из закаленной стали твердосплавным индентором с радиусом

скругления рабочей зоны R (рис. 1). Опытная часть исследований реализована на токарно-винторезном станке. В качестве образцов, моделирующих рабочую поверхность инструмента, использовали закаленные разрезанные кольца прямоугольного поперечного сечения шириной B и радиальной толщиной H . Индентор закрепили в оправке, установленной в резцедержателе станка и прижимали к образцу с усилием P , определяемым по индикатору и тарировочному графику. Индентор перемещали вдоль вращаемых образцов включением продольной подачи S .

При выводе формулы для определения остаточных напряжений в качестве допущения принимаем простейший вид функциональной связи между параметром и факторами в виде степенного одночлена.

На основании анализа схемы обработки определяем факторы и параметры с указанием их размерности (в скобках) в выбранной системе единиц.

Выбираем взаимонезависимые единицы измерения: длина, m – метр; сила, N – Ньютон; время, s – секунда.

В качестве искомого параметра принимаем:

$\sigma_{ост}$ – остаточные напряжения, Па ($m^{-2} N^1 c^0$),

а в качестве факторов, влияющих на него, выбираем:

1) S – продольная подача инструмента, мм/об [$m^1 N^0 c^0$];

2) V – линейная скорость вращения образца, м/с [$m^1 N^0 c^{-1}$];

3) P – усилие на контакте индентора и образца, Н [$m^0 N^1 c^0$];

4) R – радиус скругления индентора, мм [$m^1 N^0 c^0$];

5) σ_B – предел прочности, Па ($m^{-2} N^1 c^0$).

С учетом нашего предположения, что данная зависимость описывается простейшим вариантом – степенным одночленом, получаем

$$\sigma_{ост} = AS^\alpha V^\beta P^\gamma R^\delta \sigma_B^\varphi, \quad (1)$$

где A – неизвестный коэффициент; $\alpha, \beta, \gamma, \delta, \varphi$ – неизвестные показатели степени. Согласно принципу Фурье, размерность правой и левой частей одинакова. Тогда получаем

$$\begin{aligned} [m^{-2} N^1 c^0] = & [m^1 N^0 c^0]^\alpha [m^1 N^0 c^{-1}]^\beta [m^0 N^1 c^0]^\gamma [m^1 N^0 c^0]^\delta [m^{-2} N^1 c^0]^\varphi. \end{aligned} \quad (2)$$

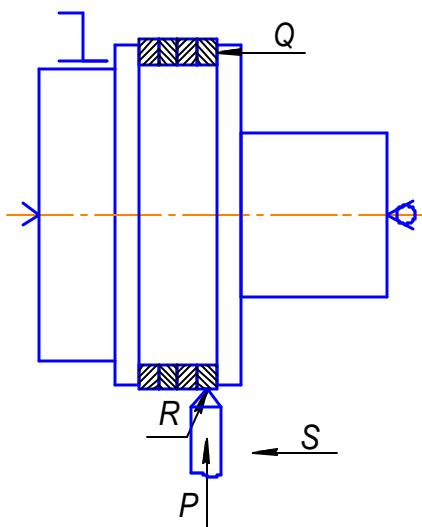


Рис. 1. Схема эксперимента

Сравнивая показатели степени при каждой единице измерений, сформируем систему уравнений

$$\left. \begin{aligned} m: -2\alpha + \beta + \delta - 2\varphi \\ H: 1 = \gamma + \varphi \\ c: 0 = -\beta \end{aligned} \right\}$$

Решая систему уравнений, определим неизвестные: $\beta = 0, \varphi = 1 - \gamma, \alpha = \delta - 2\gamma$.

Подставим все найденные значения в (1)

$$\sigma_{ост} = AS^{(-\delta-2\gamma)}V^0P^\gamma R^\delta \sigma_B^{1-\gamma} \quad (3)$$

или

$$\sigma_{ост} = A \cdot \sigma_B \cdot \left(\frac{R}{S}\right)^\delta \left(\frac{P}{\sigma_B \cdot S^2}\right)^\gamma \quad (4)$$

В этом уравнении, описывающем остаточные напряжения, содержатся три неизвестных: коэффициент A и показатели степени δ и γ . Для их определения прологарифмируем предыдущее уравнение

$$\lg \sigma_{ост} = \lg A + \lg \sigma_B + \delta \lg \left(\frac{R}{S}\right) + \gamma \lg \left(\frac{P}{\sigma_B \cdot S^2}\right) \quad (5)$$

Теперь неизвестные входят в уравнение в виде линейных слагаемых, поэтому для их определения достаточно провести три эксперимента при различных значениях факторов.

Для расчета величины остаточных напряжений $\sigma_{ост}$, наведенных в поверхности кольцевого образца, воспользовались методикой вывода формулы на основании схемы напряженно-деформированного состояния (рис. 2) [3].

После ППД обработки расстояние между концами кольца изменится из-за образования остаточных напряжений в его наружном поверхностном слое. Величину остаточных напряжений определим по изменению диаметра кольца.

Для упрощения математических выкладок заменим круговое кольцо прямолинейным брусом длиной, равной длине кольца. Тогда прогиб конца бруса под действием распределенной нагрузки определим по формуле [4]

$$V_{max} = \frac{ql^4}{8EJ_x} \quad (6)$$

где V_{max} – максимальный прогиб на конце бруса, м; q – распределенная нагрузка, Н/м; l – длина бруса, м;

E – модуль Юнга, Н/м²; J_x – осевой момент инерции поперечного сечения заготовки кольца, м⁴.

$$J_x = \frac{BH^3}{12} \quad (7)$$

где B – осевая высота кольца, м; H – радиальная толщина кольца, м.

Из (6) выражаем неизвестную величину q и получим

$$q = \frac{8V_{max}EJ_x}{l^4} \quad (8)$$

Условная, с учётом величины замка, длина окружности кольца до обработки равна $l_0 = \pi D$, а после обработки $l_1 = \pi(D - \Delta D)$, где D – наружный диаметр кольца.

Исходя из этого изменение величины размера замка Δ_3 можно записать в виде

$$\Delta_3 = \pi D - \pi(D - \Delta D),$$

где ΔD – изменение диаметра кольца после снятия его с оправки.

Отсюда

$$\Delta D = \Delta_3 / \pi \quad (9)$$

Поскольку мы заменили криволинейное кольцо прямолинейным брусом, то величина прогиба бруса V будет соответствовать изменению диаметра кольца ΔD .

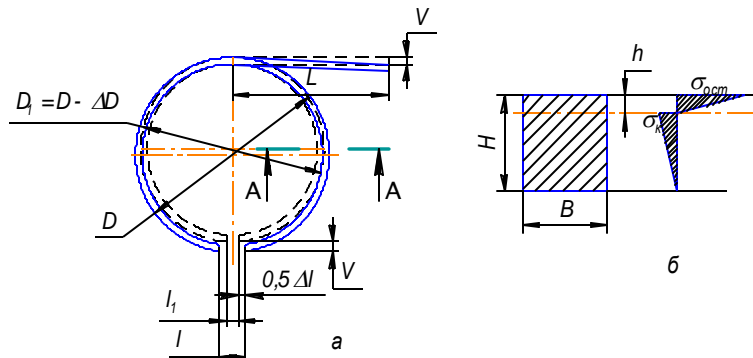


Рис. 2. Схема напряженно-деформированного состояния

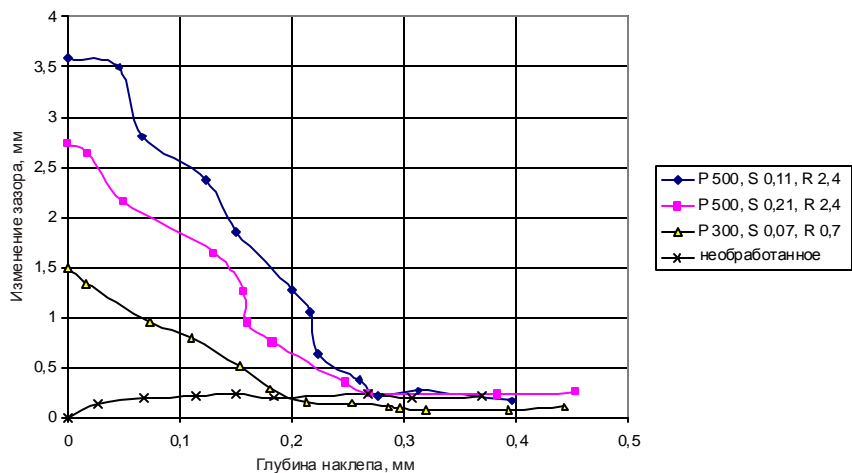


Рис. 3. График зависимости $\Delta l = f(h)$

После обработки на поверхности образуются остаточные напряжения. Принимаем допущение, что эпюра их распределения по сечению кольца треугольная (рис. 2, б) и состоит из напряжений остаточных ($\sigma_{ост}$) и уравновешивающих (σ_k) [5].

Уравнение моментов относительно нейтральной линии для грузовых площадей будет иметь вид

$$M = \frac{\sigma_{ост} h^2}{3} - \frac{\sigma_k (H-h)^2}{6} = 0. \quad (10)$$

Из (6), (7) и (10) получаем

$$\sigma_{ост} h^2 = \frac{\sigma_{max} (H-h)^2}{2}, \quad (11)$$

где h – глубина распространения остаточных напряжений, мм.

Из уравнения (6)

$$\sigma_{ост} = \frac{\sigma_{max} (H-h)^2}{2h^2}, \quad (12)$$

причем σ_{max} определяем по формуле [3]

$$\sigma_{max} = \frac{24\Delta DEJ_x}{l^2 B H^2}. \quad (13)$$

Подставляя в формулу (12) значения из (13), (7), а вместо l – значение, равное $0,5\pi D$, получаем окончательную формулу для пересчёта изменения величины размера замка в величину остаточных напряжений $\sigma_{ост}$

$$\sigma_{ост} = \frac{4\Delta I E H (H-h)^2}{\pi^3 D^2 h^2}, \quad (14)$$

где ΔI – изменение величины зазора между концами кольца-образца после обработки, м; H – радиальная толщина кольца, м; E – модуль Юнга, МПа; D – наружный диаметр кольца, м; h – глубина распространения остаточных напряжений, м.

Данная формула позволяет по известным деформации кольцевого образца и глубине залегания остаточных напряжений определить их величину.

Для определения неизвестных A , γ и δ (ф-лы (4), (5)) были проведены опыты по выглаживанию кольцевых образцов, изготовленных из закаленной до твердости HRC 55–59 стали 65Г. В проводимых опытах варьировали скорость перемещения индентора – подачу S . Глубину залегания остаточных напряжений определяли путем сошлифовывания поверхностного обработанного слоя до тех пор, пока величина зазора между концами кольца не изменится до исходного состояния. Для оценки влияния шлифования на изменение остаточных напряжений также обрабатывали невыглаженные образцы. Анализ графиков показал, что влияние шлифования незначительно и в последующих расчетах его не учитывали (рис. 3).

Данные эксперимента, приведенные на графике (см. рис. 3) позволили рассчитать величину остаточных напряжений $\sigma_{ост}$ в

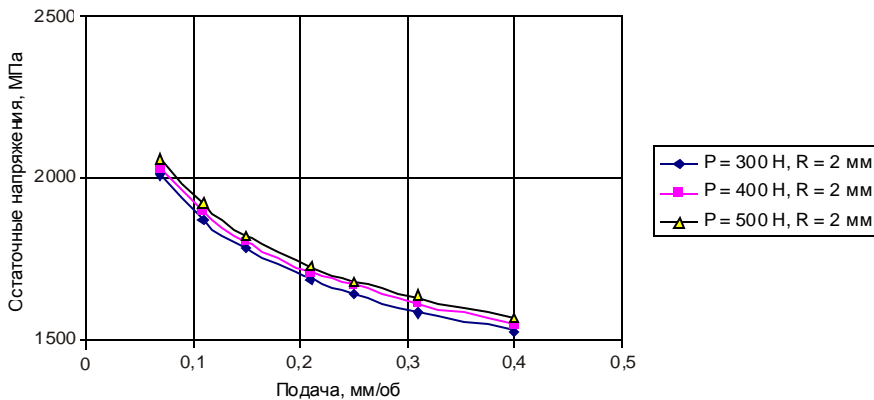


Рис. 4. Влияние подачи на величину остаточных напряжений

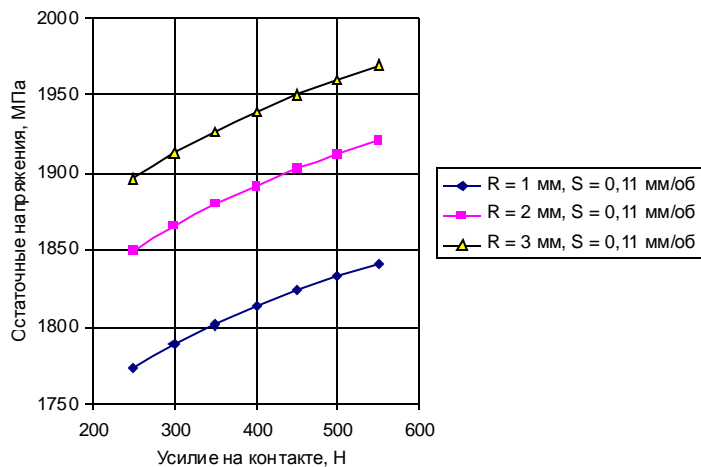


Рис. 5. Влияние усилия на контакте на величину остаточных напряжений

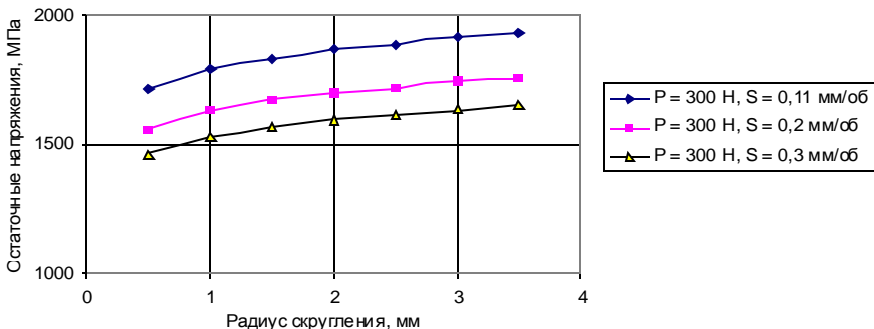


Рис. 6. Влияние усилия на контакте на величину остаточных напряжений

поверхностном слое образца (14).

Подставив полученные данные в формулу (5), составив систему из трех уравнений и решив её, определили значения неизвестных A , γ и δ :

$$A = 0,661, \gamma = 0,048, \\ \delta = 0,061.$$

Подставив найденные значения A , γ и δ в формулу (4), получим окончательный её вид

$$\sigma_{ост} = 0,661 \cdot \sigma_B \cdot \left(\frac{R}{S}\right)^{0,061} \left(\frac{P}{\sigma_B \cdot S^2}\right)^{0,048}. \quad (15)$$

Данная формула позволяет определять величину остаточных напряжений в металле обработанной поверхности при выглаживании деталей и инструмента, изготовленных из закаленных сталей.

По результатам расчетов построили графики за-

Список литературы

1. Одинцов Л.Г. Упрочнение и отделка деталей поверхностным пластическим деформированием: Справочник. М.: Машиностроение, 1987. 328 с.
2. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике. 3-е изд. М.: Наука, 1975. 435 с.
3. Методика определения величины остаточных напряжений после токарной обработки / Кургузов С.А., Сафиуллина Г.М., Кургузов А.С., Петрожицкая Н.В. // Современные методы конструирования и технологии металлургического машиностроения: Сб. науч. трудов. Магнитогорск: МГТУ, 2004. С. 56–60.
4. Анурьев В.И. Справочник конструктора-машиностроителя: В 3-х т. Т. 1. М.: Машиностроение, 1980.
5. Зайдес С.А. Остаточные напряжения и качество калиброванного металла. Иркутск: Изд-во Иркутск. ун-та, 1992.

List of literature

1. Odintsov L.G. Part hardening and dressing through the surface-plastic deformation: Reference book. M.: Mechanical engineering, 1987. 328 p.
2. Sedov L.I. Similarity and dimension methods in mechanics. 3d edition. M.: Science, 1975. 435 p.
3. Methods of residual tension parameters after the turn process / Kurguzov S.A., Safiullina G.M., Kurguzov A.S., Petrozhinskaya N.V. // Modern ways of construction and technology in the metallurgical engineering: Collection of works. Magnitogorsk: MSTU, 2004. P. 56–60.
4. Anuryev V.I. Reference book for designer-constructor: 3 volumes. P. I. M.: Mechanical engineering, 1980.
5. Zaydes S.A. Residual tension and quality of calibrated metal. Irkutsk: Edition of Irkutsk University, 1992.

УДК 621.921-868

Сергеев С.В., Некрутов В.Г.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА БЕЗРАЗМЕРНОЙ ОБРАБОТКИ ДЕТАЛЕЙ В СВОБОДНЫХ АБРАЗИВНЫХ СРЕДАХ*

Одной из основных задач промышленности является широкое развитие техники и технологии, обеспечивающих высокую производительность и качество изделий. Поэтому в науке и промышленности ведутся широкие исследования с целью совершенствования существующих методов обработки, изыскиваются и разрабатываются новые высокопроизводительные технологические процессы формообразования и финишной обработки деталей.

В машиностроении распространена безразмерная обработка (снятие заусенцев, облая, полирования поверхности и т.д.), осуществляемая в большей части в

механических устройствах, основанных на методах обработки свободными абразивами, в которых взаимодействие деталей и абразива осуществляется со скольжением, с соударением и направленным потоком [1].

Виброабразивная обработка является наиболее перспективным и производительным методом отделочно-зачистной обработки деталей.

Разработка новых технологических процессов обработки деталей в свободных абразивных средах на основе изыскания рациональных законов движения технологической массы загрузки, обеспечивающих минимальную вероятность соударения деталей при одновременной интенсификации процесса обработки, сводится к созданию вибрационных машин, в которых рабочий орган (ротор) совершает вынужденные

* Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (проекты № 07-01-96052-р_урал_a и № 08-08-00517-а).

колебания по траектории, реализующей оптимальный закон перемещения частиц технологической загрузки.

Актуальность проблем управления процессом обработки деталей в свободных абразивных средах отмечается в работах Бабичева А.П., Тамаркина М.А., Самодумского Ю.М., Димова Ю.В., а также в работах других авторов.

Установлено, что существующие машины не могут удовлетворить всех требований по величине шероховатости, имеют недостаточно высокую производительность обработки, а также у них ограничена возможность гибкого регулирования параметрами колебаний.

С целью устранения указанных недостатков в машинах для гидровиброабразивной обработки деталей предлагается применить роторные инерционные вибровозбудители [2], разработанные в Южно-Уральском государственном университете (филиал в г. Златоусте), в которых параметрами колебаний можно управлять как за счет изменения геометрических размеров элементов, так и путем изменения динамических параметров системы, что позволяет повы-

сить эффективность управления параметрами технологических процессов.

В рекомендуемых инерционных роторных вибровозбудителях вращаемое тело 1 (ротор) и контртело 2 (рис. 1) сопрягаются с тарированной силой прижима P_{oc} так, чтобы область контакта имела замкнутую форму с поворотной симметрией.

Одно из сопрягаемых тел приводят во вращение с частотой ω_{ep} вокруг оси поворотной симметрии области контакта, при этом частотой колебательных движений ω и их амплитудой ρ управляют по соотношениям:

$$\omega = \frac{P_{oc}}{2lm\omega_{ep}} + \sqrt{\frac{P_{oc}^2}{4l^2 m^2 \omega_{ep}^2} + \frac{j}{m}}, \quad \rho = \frac{D\omega_{ep}}{\omega},$$

где P_{oc} – величина осевой тарированной силы прижима вращаемого тела (ротора) к контртелу; ω_{ep} – частота вращения ротора; m – приведенная масса вращаемого тела; l – вылет вращаемого тела; j – жесткость ротора; D – диаметр вращаемого тела в зоне его сопряжения с контртелом.

Кинематическая схема данной установки для гидровиброабразивной обработки деталей с использованием данного вибровозбудителя представлена на рис. 2. Вращение несущего вала (ротора) 1 осуществляется непосредственно от электродвигателя 3 посредством ременной передачи. Крутящий момент со шкива 2 передается через ременную передачу, подшипниковый узел 4 и карданный шарнир 5 несущему валу, на котором крепятся конические диски 6 (рис. 3), каждый из которых имеет 40 конических отверстий. Диски расположены так, чтобы больший диаметр конического отверстия верхнего диска находился под большим диаметром конического отверстия нижнего диска. Такое расположение конических отверстий необходимо для интенсивного перемешивания технологической среды. Верхняя часть ротора 1 сопрягается с контртелом, а вместе они являются инерционным планетарным вибровозбудителем, использование которого позволяет изменять частоту и амплитуду колебаний.

Для интенсификации процесса обработки деталей свободным абразивом, только используя данный роторный инерционный вибровозбудитель, можно одновременно реализовать три физических эффекта [3]: псевдооживления рабочей жидкости (турбулентность), активного перемешивания жидкости (вибродструйный эффект), эффект вибрационного поддержания вращения ротора машины.

А именно:
Вибрация ротора увеличивает динамическую вязкость рабочей жидкости и её ламинарное течение переходит в турбулентное. При этом число Рейнольдса Re будет больше критического Re^* . Такой режим ха-

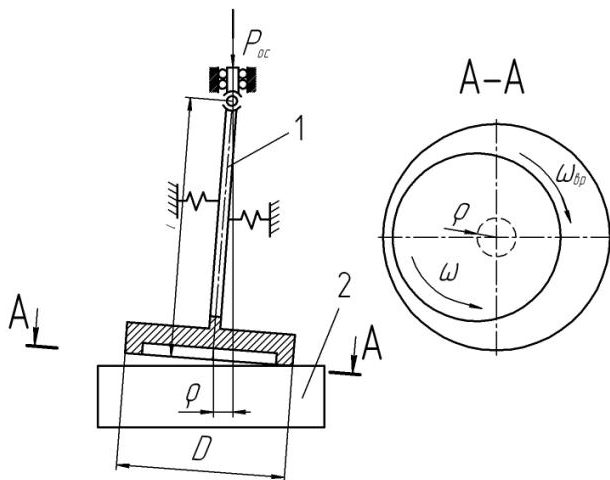


Рис. 1. Схема возбуждения колебаний

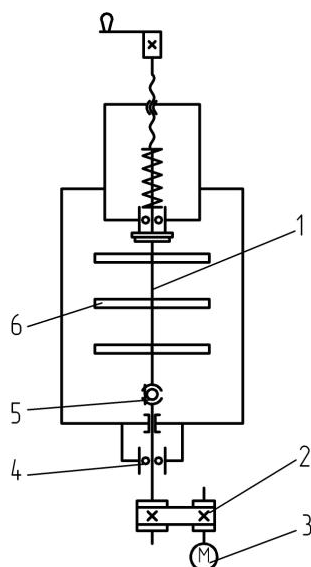


Рис. 2. Кинематическая схема

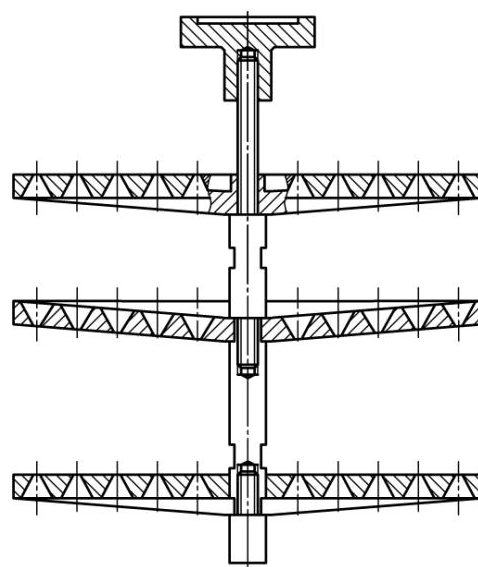


Рис. 3. Диски ротора

рактируется весьма сложными пульсациями рабочей жидкости (она как бы густеет), а это способствует резкому увеличению её давления на обрабатываемую поверхность деталей и соответственно способствует увеличению производительности обработки.

Радиально-осевые колебания конических дисков, закрепленных на роторе, при своей максимальной амплитуде создают виброструйный эффект. То есть скорость движения многочисленных затопленных струй рабочей жидкости на выходе из сужающихся конических отверстий увеличивается, создавая повышенное давление на обрабатываемые детали и интенсифицируя процесс. При этом также усиливается турбулентность пульпы, препятствующая образованию

«осадка» на дне сосуда.

Вибрирующая рабочая жидкость помогает вращению ротора вибровозбудителя (она как бы раскручивает его). При этом на вращение ротора требуется гораздо меньшая мощность привода.

Одновременная реализация указанных эффектов позволяет получить метод обработки, в котором происходит комплексное взаимодействие детали и абразива. Поэтому при настройке установки необходимо выбрать такие частоту и амплитуду колебаний ротора, при которых будут иметь место все три эффекта. А это позволит интенсифицировать технологические процессы и повысить качественные показатели обработки деталей.

Список литературы

1. Тамаркин М.А., Азарова А.И. Оптимизация технологических процессов обработки деталей свободными абразивами // Вестник ДГТУ. 2001. Т. 1. № 1 (7). С. 47–55.
2. А.с. 1664412. Способ возбуждения круговых колебаний и устройство для его осуществления / С.Г. Лакирев, Я.М. Хилькевич, С.В. Сергеев.
3. Блехман И.И. Что может вибрация? О вибрационной механике и вибрационной технике. М.: Наука, 1988. 208 с.

List of literature

1. Tamarkin N.A., Azarov A.I. Technological processes of the part machining through the loose abrasives // Vestnik DSTU. 2001. P.1 № 1(7). P. 47–55.
2. A.s. 1664412. The way of the circular vibration excitation and device for its realization / S.G. Lakirev, Y.M. Khilkevich, S.V. Sergeev.
3. Blekman I.I. What can vibration do? About the vibration mechanics and vibration engineering. M.:Science, 1988. 208 p.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ

УДК 669.14: 621.18

Казанцев А.Г., Зубченко А.С., Харина И.Л., Григорьев В.А., Жуков Р.Ю., Петрова О.Ю.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ СКЛОННОСТИ СТАЛИ 10ГН2МФА К ЗАМЕДЛЕННОМУ ДЕФОРМАЦИОННОМУ КОРРОЗИОННОМУ РАСТРЕСКИВАНИЮ В ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ВОДЕ

Практика эксплуатации парогенераторов из стали 10ГН2МФА энергоблоков с реакторами ВВЭР-1000, сосудов высокого давления реакторов PWR, BWR из сталей А533, А508 и др. свидетельствует о возможности растрескивания отдельных узлов оборудования с поражением больших объемов металла с характерными коррозионными признаками. Первые повреждения в результате коррозионного растрескивания были обнаружены в перфорациях коллекторов парогенераторов ПГВ-1000 на Нововоронежской АЭС после 8 лет эксплуатации. Такие же повреждения были выявлены позже в коллекторах парогенераторов Южно-Украинской, Балаковской и Запорожской АЭС. Подверженными коррозионному растрескиванию оказались также узлы присоединения коллекторов к патрубкам парогенераторов. Коррозионное растрескивание наблюдали в трубных досках и дистанционирующих решетках парогенераторов на АЭС с PWR в США, Европе и Японии спустя 5–7 лет после ввода в эксплуатацию. Масштаб повреждений был такой, что в США были разработаны национальные программы исследований причин повреждений и мероприятия, способствующие эксплуатационной надежности парогенераторов.

В результате проведенных исследований был сделан вывод о том, что в условиях эксплуатации, когда имеет место совокупное влияние низкотемпературной ползучести, напряжений и коррозионной среды, низколегированные стали могут проявлять склонность к коррозионному растрескиванию в определенном интервале температур. В связи с этим были проведены исследования свойств сталей при растяжении с постоянной низкой скоростью деформации в воде высоких параметров при различной температуре. Металлографическими и фрактографическими исследованиями установлено, что характер трещин, наблюдаемых в эксплуатационных условиях в локальных участках оборудования, идентичен получаемым при лабораторных испытаниях на склонность к замедленному деформационному коррозионному растрескиванию. Сформулирована и экспериментально подтверждена концепция, связывающая эксплуатационные повреждения оборудования с коррозионным растрескиванием под напряжением, протекающим по механизму замедленного деформационного коррозионного растрескивания.

В статье обобщены результаты исследований склонности стали 10ГН2МФА к коррозионному растрескиванию в воде высоких параметров, выполненных с целью уточнения влияния на данный процесс скорости деформации и параметров воды – имитатора теплоносителя 2-го контура (температуры и содержания коррозионно-активных примесей) и получены эмпирические зависимости, позволяющие прогнозировать влияние состава среды на процесс замедленного коррозионного растрескивания.

Испытания проводили при растяжении с низкой скоростью деформации цилиндрических образцов (обычно диаметром 4 мм и длиной рабочей части 40 мм). Склонность к КР проявлялась в снижении предельной пластичности материала (относительного сужения при разрыве) вследствие образования множественных коррозионных трещин на рабочей длине образца.

Данные выполненных экспериментов на стали 10ГН2МФА показали, что минимальные значения пластичности при растяжении цилиндрических образцов наблюдаются при скорости деформирования $\dot{\epsilon}$ порядка 10^{-7} с^{-1} (в испытаниях при нагружении с постоянной скоростью перемещения захватов) при кон-

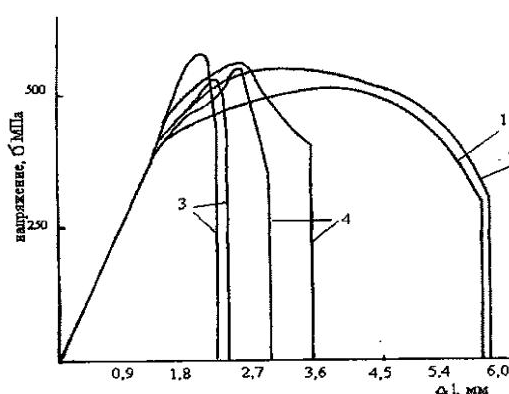


Рис. 1. Диаграммы деформации стали 10ГН2МФА при испытании на склонность к коррозионному растрескиванию в воде высоких параметров: 1 – воздух, 280°C, $\dot{\epsilon} = 10^{-4} \text{ с}^{-1}$; 2 – бидистиллат, 280°C, $\dot{\epsilon} = 10^{-4} \text{ с}^{-1}$; 3 – бидистиллат, 280°C, $\dot{\epsilon} = 10^{-6} \text{ с}^{-1}$; 4 – бидистиллат, 230°C, $\dot{\epsilon} = 10^{-6} \text{ с}^{-1}$

центрации кислорода $[O_2] \sim 4$ мг/кг в бидистиллате. Пример записи кривых деформирования стали 10ГН2МФА при различной скорости нагружения и

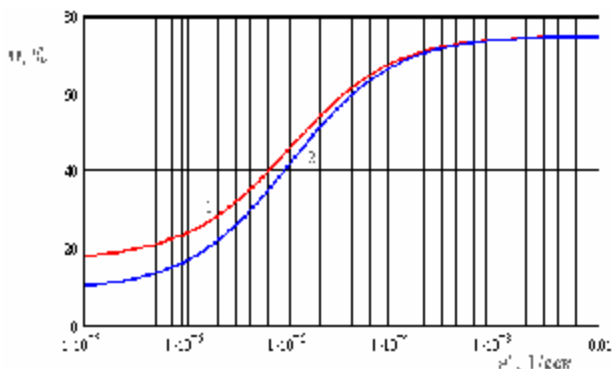


Рис. 2. Влияние скорости деформирования на относительное сужение образцов (температура: 1 – 200°C; 2 – 250°C)

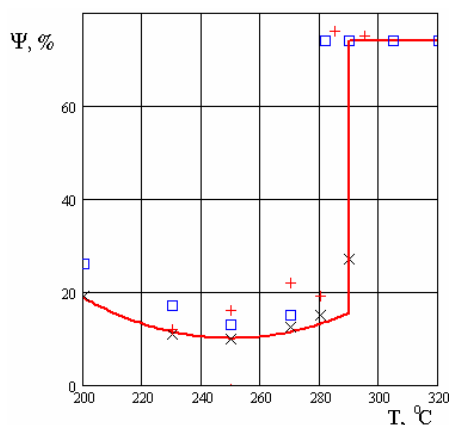


Рис. 3. Влияние температуры на склонность к ЗДКР стали 10ГН2МФА в воде высоких параметров ($\dot{\epsilon} = 1,4 \cdot 10^{-7} \text{ c}^{-1}$): 1(x) – бидистиллат, $[O_2] = 4$ мг/кг; 2(+), – бидистиллат, $[O_2] = 2$ мг/кг; 3(□) – $[Na^+] = 0,5$ мг/кг; $[Cl^-] = 0,5$ мг/кг; $[O_2] = 4$ мг/кг

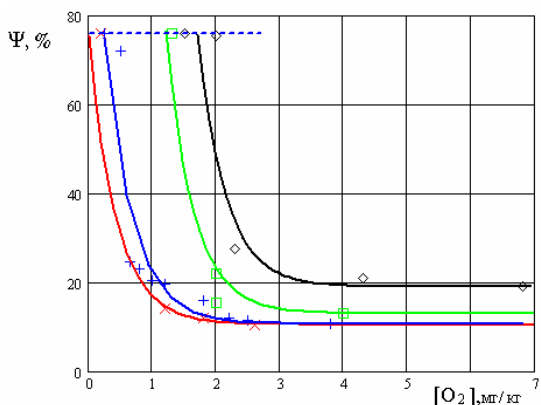


Рис. 4. Влияние начальной концентрации кислорода $[O_2]$ на склонность стали 10ГН2МФА к ЗДКР в воде высоких параметров при различных температурах (точки – экспериментальные данные): 1(x) – 230°C; 2(+), – 250°C; 3(□) – 270°C; 4(◇) – 290°C

ВХР приведен на рис. 1.

С увеличением скорости деформирования до $10^{-4} - 10^{-3} \text{ c}^{-1}$ данный эффект исчезает. При скоростях ниже 10^{-7} c^{-1} наблюдается некоторое снижение склонности стали к коррозионному растрескиванию, что возможно объясняется притуплением трещин в образцах вследствие общей коррозии.

Влияние скорости деформирования на величину сужения поперечного сечения образцов из стали 10ГН2МФА (в диапазоне от 10^{-4} до 10^{-7} c^{-1}) на минимальное значение пластичности (при $200 < T < 290^\circ \text{C}$ и $[O_2] > 4$ мг/кг) можно приблизительно представить в виде

$$\psi(\epsilon', T)_{\min} = 0,5(\psi(T)_{\min} + \psi(T)_{\max}) + 0,5(\psi(T)_{\max} - \psi(T)_{\min}) \text{tg } h(\lg(\epsilon') + 5). \quad (1)$$

Здесь $\psi(T)_{\min}$ – зависимость пластичности от температуры при скорости нагружения 10^{-7} c^{-1} и концентрации кислорода $[O_2] \sim 4$ мг/кг (нижняя кривая на рис. 2); $\psi(T)_{\max} = 75\%$ – величина пластичности (относительное сужение) при отсутствии ЗДКР.

В соответствии с данным соотношением характер изменения относительного сужения образцов при температурах испытаний 200 и 250°C в зависимости от скорости деформирования имеет вид, показанный на рис. 2. При $\epsilon' > 10^{-4} \text{ c}^{-1}$ $\psi(\epsilon, T)_{\min}$ составляет 70–75%.

По результатам проведенных испытаний при $T = \text{var}$ была определена зависимость относительного сужения образцов из стали 10ГН2МФА от температуры и состава среды. Влияние температуры и схематизированные температурные зависимости относительного сужения $\psi(T)_{\max}$ при некоторых параметрах коррозионной среды приведены на рис. 3.

Зависимость минимальной пластичности (относительного сужения) от температуры (см. рис. 3) можно представить в виде

$$\psi(T)_{\min} = 10 + 0,0035(T - 250)^2 \quad \text{при } 200 < T < 290^\circ \text{C}. \quad (2)$$

При увеличении температуры до 290 °C пластичность резко увеличивается и принимает максимальное значение $\psi(T)_{\max} = 75\%$.

Влияние концентрации кислорода $[O_2]$ на пластичность показано на рис. 4. Можно увидеть, что с повышением содержания кислорода относительное сужение образцов резко уменьшается и при $[O_2] > 4$ мг/кг достигает минимального уровня 10–20%, определяемого температурой испытания.

Влияние концентрации кислорода на пластичность можно описать в виде соотношения:

$$\psi([O_2], T) = \psi(T)_{\min} + (\psi(T)_{\max} - (\psi(T)_{\min})) 10^{(k_0(T) - [O_2])} \quad (3)$$

Здесь $[O_2]$ – концентрация кислорода (мг/кг); k_0 – пороговое значение концентрации для заданной температуры, начиная с которой проявляется снижение пластичности; $\psi(T)_{\min}$ и $\psi(T)_{\max}$ – соответственно ми-

нимальное (при $[O_2] > 4$ мг/кг) и максимально возможное (75%) значения пластичности стали 10ГН2МФА при заданной температуре.

Кривые, описываемые данной зависимостью, приведены на рис. 4. Пунктиром показан уровень располагаемой пластичности при отсутствии воздействия среды (75%). В таблице приведены значения k_0 для ряда температур.

Зависимость порогового значения концентрации кислорода от температуры (рис. 5) в диапазоне 200–290°С можно представить в виде

$$k_0(T) = 0,9(1 + \operatorname{tgh}(0,05T - 13,3)). \quad (4)$$

На величину k_0 , как показали результаты испытаний, влияет концентрация хлора. Соответствующие экспериментальные данные для температуры 280°С при скорости нагружения $1,4 \cdot 10^{-7} \text{ с}^{-1}$ показаны точками на рис. 6.

Если принять, что характер изменения порогового значения концентрации кислорода от хлора не зависит от уровня температуры (в рассматриваемом диапазоне значений), величину k_0 можно описать соотношением

$$k_0(T) = 0,9(1 + \operatorname{tgh}(0,05T - 13,3)) + [Cl]^{0,28}. \quad (5)$$

Рассчитанные на основе данного уравнения кривые 1–3 для температур 200, 250 и 280°С приведены на рис. 6.

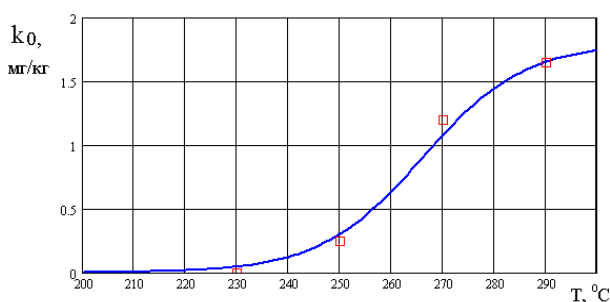


Рис. 5. Влияние температуры на пороговое значение концентрации кислорода, начиная с которой проявляется склонность стали 10ГН2МФА к ЗДКР (точки – экспериментальные данные)

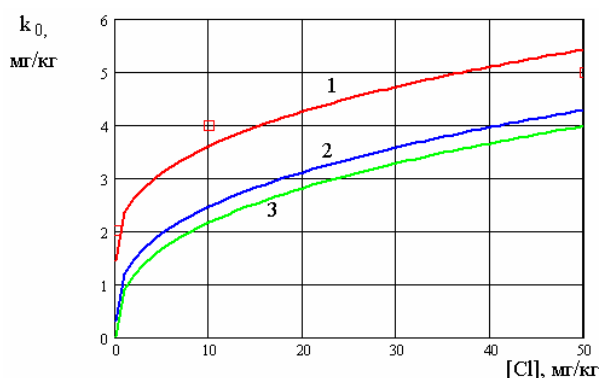


Рис. 6. Влияние концентрации хлора на пороговое значение концентрации кислорода, начиная с которой проявляется склонность к ЗДКР (1 – 280°С; 2 – 250°С; 3 – 200°С; □ – испытания при 280°С, $\dot{\epsilon} = 1,4 \cdot 10^{-7} \text{ с}^{-1}$)

Значения параметра k_0 в зависимости от температуры испытаний

$T, \text{ }^\circ\text{C}$	230	250	270	290
k_0	0	0,25	1,2	1,65

Таким образом, зависимость относительного сужения от параметров коррозионной среды можно представить в виде

$$\psi(\epsilon', T, [O_2], [Cl']) = \psi(\epsilon', T)_{\min} + (\psi(T)_{\max} - \psi(\epsilon', T)_{\min}) 10^{(k_0(T, [Cl']) - [O_2])}, \quad (6)$$

где зависимости $\psi(\epsilon', T)_{\min}$ и $k_0(T, [Cl'])$ определены соотношениями (2), (5) и (6).

При $\psi(\epsilon', T, [O_2], [Cl']) > 75\%$ принимается $\psi = 75\%$.

Предложенные зависимости позволяют оценить склонность стали 10ГН2МФА к ЗДКР в широком диапазоне скоростей деформирования и параметров ВХР и соответственно прогнозировать изменение предельной пластичности в зависимости от данных факторов, в том числе для условий нагружения, по которым отсутствуют прямые экспериментальные данные. На рис. 7–9 в качестве примера представлены результаты прогноза значений относительного поперечного сужения образцов из стали 10ГН2МФА при автоклавных испытаниях в средах с различным ВХР.

Процесс разрушения при ЗДКР можно рассматривать как состоящий из двух этапов – периода зарождения трещины и периода ее распространения. Первый этап, который представляет собой некоторый инкубационный процесс, приводящий к ослаблению и охрупчиванию структуры металла в поверхностных слоях, можно описать с использованием деформационных критериев разрушения.

С учетом этого величина повреждения в коррозионной среде при монотонном статическом нагружении определяется в виде

$$D_{\text{scor}} = \int_0^{\epsilon_f} \frac{de_{ir}}{\epsilon_f(e'_{ir}, T, [O_2], [Cl'])}, \quad (7)$$

где D_{scor} – накопленное коррозионное квазистатическое повреждение при ЗДКР в условиях заданной скорости деформирования и ВХР (температуры, концентрации кислорода и др. параметров); ϵ_f – накопленная необратимая деформация к моменту образования макротрещины (длиной до 0,5–1 мм); de_{ir} – приращение необратимой (пластической) деформации; $\epsilon_f(e'_{ir}, T, [O_2], [Cl'])$ – располагаемая пластичность материала, являющаяся функцией скорости деформирования и параметров ВХР. Данная характеристика может быть определена при испытаниях на ЗДКР в условиях постоянства указанных факторов через относительное сужение ψ образца к моменту образования макротрещины $\epsilon_f = \ln(100/(100 - \psi))$.

Образование макротрещины происходит при выполнении условия

$$D_{\text{scor}} = 1.$$

Критерий (7) основывается на линейном суммировании повреждений, определяемых отношением приращения пластической деформации к предельной пластичности материала в заданных условиях нагружения и ВХР. Для его использования при нерегулярном нагружении с варьируемыми скоростью деформации и параметрами ВХР необходимо располагать данными сериальных испытаний на ЗДКР цилиндрических образцов и соответствующими зависимостями относительного сужения поперечного сечения образца при разрушении (зарождении трещины) в заданных условиях нагружения.

Учитывая, что для стали 10ГН2МФА накоплен значительный объем данных по ЗДКР при регулярном нагружении, рассмотренные критериальные зависимости и соотношения (1)–(6) позволяют оценить при известной истории нагружения и ВХР остаточную пластичность и возможность дальнейшей эксплуатации изделий из данного конструкционного материала.

При испытаниях гладких цилиндрических образцов процесс разрушения включает стадии зарождения и распространения трещины. За момент образования трещины при проявлении ЗДКР можно принять начало расхождения кривых статического растяжения в коррозионной среде и на воздухе. Некоторая небольшая доля снижения пластичности приходится на участок диаграммы растяжения, соответствующий распространению магистральной трещины до стадии полного разрушения, когда одновременно с развитием трещины происходит вытяжка образца (и уменьшение его сечения).

Момент образования трещины глубиной до 0,5–1 мм можно установить по падению нагрузки. Так как при ЗДКР обычно возникают множественные трещины, была выполнена оценка величины снижения нагрузки для нескольких вариантов их расположения. Были рассмотрены случаи возникновения трещин в приповерхностном слое равномерно по всей рабочей длине образца, а также с шагом 0,5 мм и образование единичной трещины.

Применительно к первому расчетному варианту предполагали, что на начальной стадии повреждения образца рост микротрещин происходит равномерно в приповерхностном объеме и соответствующая поврежденная часть сечения теряет несущую способность. При заданной скорости деформирования (перемещения траверсы испытательной машины) вид кривой растяжения будет определяться подагливостью неповрежденной центральной части образца.

Уравнение кривой деформирования стали 10ГН2МФА можно принять в виде диаграммы Рамберга–Осгуда $\bar{\epsilon} = \bar{\sigma} + \alpha (\bar{\sigma})^n$, где $\bar{\epsilon}$ и $\bar{\sigma}$ – деформация и напряжение, отнесенные к соответствующим значениям предела текучести, n – показатель упрочнения. В условиях ЗДКР напряжение в образце будет определяться отношением текущего значения усилия к эффективной площади центральной части неповрежденного сечения.

Из этого следует, что при заданной деформации (или скорости деформирования) при появлении трещины нагрузка будет уменьшаться, что и наблюдается на кривых растяжения при ЗДКР. Скорость роста

трещин (или уменьшения диаметра) является неизвестной функцией времени, которую можно подобрать для восстановления экспериментально полученной кривой ЗДКР по исходной диаграмме деформирования, соответствующей условиям, исключающим коррозионное растрескивание.

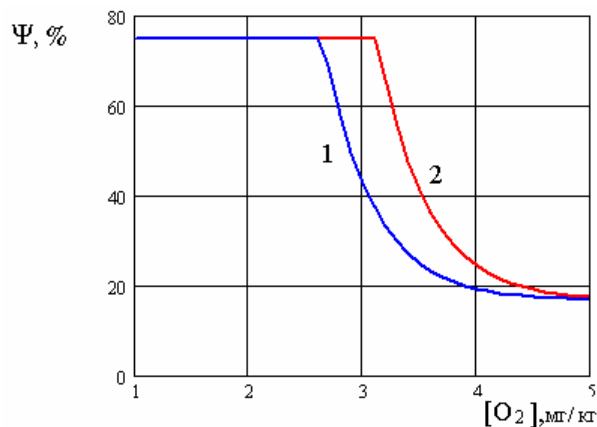


Рис. 7. Влияние концентрации кислорода на относительное сужение (1 – [Cl] = 1 мг/кг; 2 – [Cl] = 4 мг/кг; $\dot{\epsilon} = 10^{-7} \text{ с}^{-1}$)

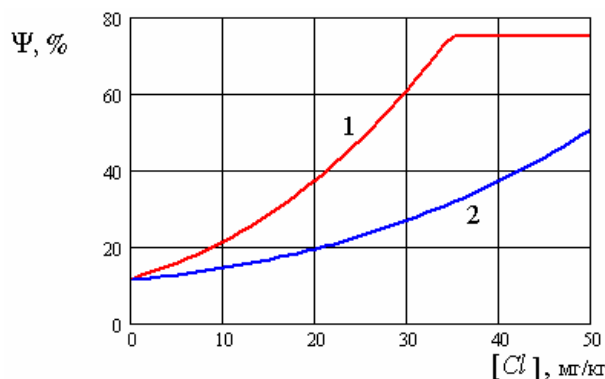


Рис. 8. Влияние концентрации хлора на относительное сужение (1 – [O₂] = 3 мг/кг; 2 – [O₂] = 3,5 мг/кг; $\dot{\epsilon} = 10^{-7} \text{ с}^{-1}$)

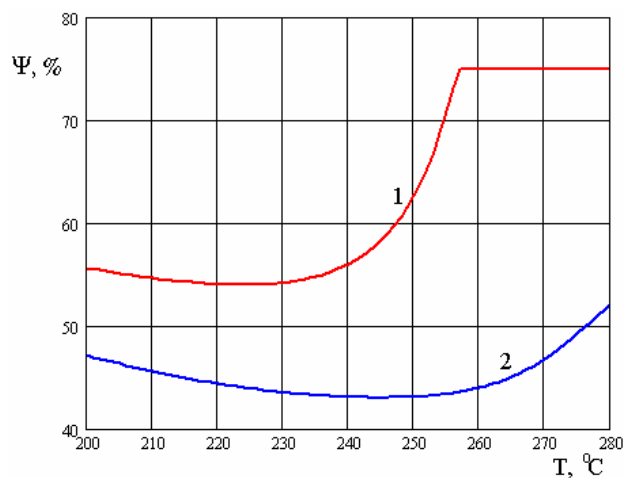


Рис. 9. Изменение относительного сужения от температуры (1 – [O₂] = 3,5 мг/кг, [Cl'] = 50 мг/кг; 2 – [O₂] = 3,5 мг/кг, [Cl'] = 4 мг/кг; $\dot{\epsilon} = 10^{-5} \text{ с}^{-1}$)

На рис. 10 для образца ϕ 4 и рабочей длиной 40 мм показаны рассчитанные, исходя из этого предположения, кривые деформирования для стали 10ГН2МФА в координатах напряжение-удлинение для различных условий нагружения: на воздухе (верхняя кривая) и в среде при проявлении ЗДКР (нижняя кривая). Точка 1 на нижней кривой соответствует глубине поврежденного слоя, равной 0,015 мм, точка 2 – глубине 0,25 мм. Точками показаны экспериментальные данные при испытаниях в водном растворе состава: $[Cl^-]=0,5$ мг/кг; $[Na^+]=0,1-0,33$ мг/кг; $[O_2]=8,0$ мг/кг при скорости нагружения $\dot{\epsilon} = 10^{-6} c^{-1}$.

На рис. 11 приведены результаты расчета с использованием метода конечных элементов напряжений и перемещений в образце с сеткой кольцевых трещин, возможных при испытаниях на ЗДКР.

Выполненный анализ полученных результатов показал, что при глубине трещин 1мм и расстоянии между ними 0.5 мм податливость образца всего на 17% ниже податливости сплошного образца, диаметр которого соответствует нетто сечению (неповрежденной центральной части) образца с трещинами. Это объясняется тем, что внешние примыкающие к поверхности образца объемы металла являются разгруженными. Работает только центральная часть образца.

В данном случае было отмечено взаимное влияние соседних трещин (при принятых размерах), приводящее к снижению напряжений (рис. 11, в) и значений K_I для трещин, находящихся в центральной части образца (до 40% по сравнению с одиночной трещиной).

При одинаковой длине трещин величина K_I для крайней трещины (в зоне перехода к неповрежденной части образца) оказалась выше, чем для остальных трещин, и близка к значению, полученному для одиночной трещины. Кроме того, в вершине этой трещины реализуется смешанная форма нагружения (нормальный отрыв плюс сдвиг). При этом $K_2 \approx 0,2 K_1$. Распределение K_I (для $\sigma_n=500$ МПа) в зависимости от порядкового номера трещины (отсчет от центра образца) показано на рис. 12.

Если трещины имеют различную длину (рис. 13), то для трещины с максимальной длиной значение K_I максимально и совпадает с соответствующей величиной для одиночной трещины. Для более короткой трещины величина K_I существенно ниже, так как ее вершина находится в разгруженной области (рис. 14).

При номинальном напряжении 100 МПа для трещины на рис. 13, а с максимальной длиной $l=1,5$ мм величина $K_I=30,7$ МПа $m^{0,5}$, для короткой трещины длиной $l=0,5$ мм (рис. 13, б) $K_I=0,45$ МПа $m^{0,5}$. Последняя оценка существенно ниже значения K_I для одиночной трещины такой же длины.

При рассмотрении одиночной трещины рост трещины рассматривался при упругопластическом деформировании образца после вытяжки на 6%. В сечении трещины размер конечных элементов составлял

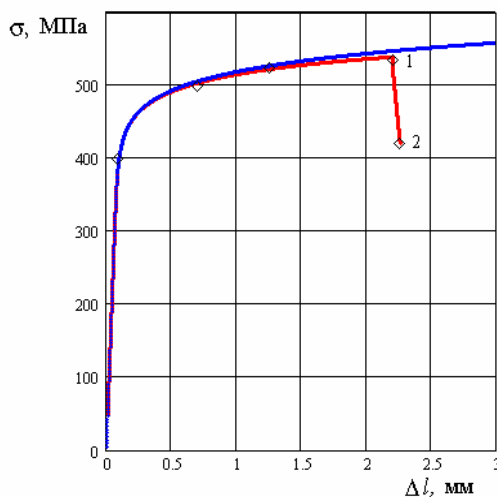


Рис. 10. Диаграммы растяжения образцов из стали 10ГН2МФА: верхняя кривая – испытания на воздухе (280°C, $\dot{\epsilon} = 10^{-4} c^{-1}$); нижняя кривая – испытания в водном растворе (280°C, $\dot{\epsilon} = 10^{-6} c^{-1}$)

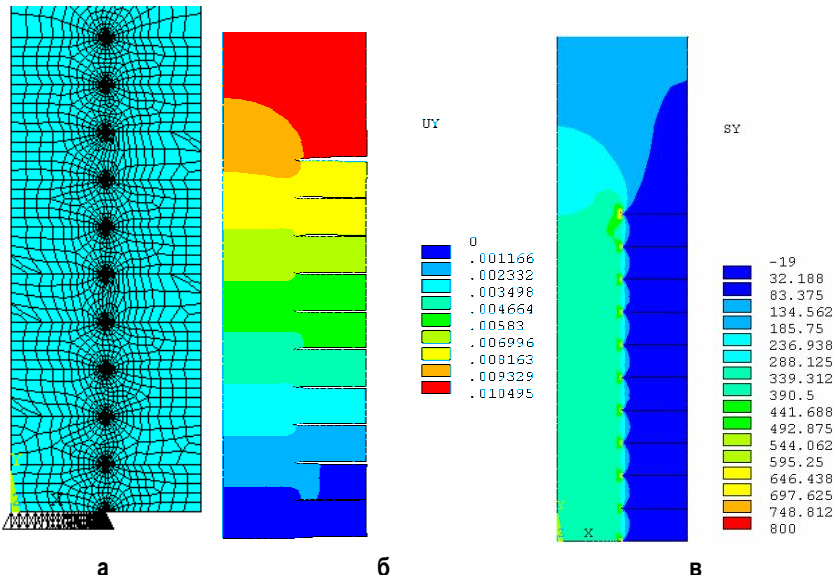


Рис. 9. Цилиндрический образец с сеткой кольцевых трещин глубиной 1 мм (номинальные напряжения 100 МПа): а – конечноэлементная модель; б – распределение по длине образца осевых перемещений; в – распределение по длине образца осевых напряжений

0,008 мм, рост трещины моделировался раскреплением узлов. Относительное изменение усилия, прикладываемого к образцу (при заданном перемещении) от глубины трещины, показано на рис. 14. Из этого рисунка видно, что даже для одиночной трещины метод регистрации образования трещины по падению нагрузки является достаточно чувствительным. При падении нагрузки на 5% глубина трещины составляет около 0,1 мм.

Дополнительными факторами, которые, по-видимому, могут интенсифицировать ЗДКР, являются циклическое нагружение и объемность напряженного состояния. Их учет возможен на основе суммирования квазистатического повреждения $D_{scor}(T)$ и усталостного повреждения, выражаемого через относительные долговечности, в виде

$$D = \int_0^{e_f} \frac{de_{ir}}{\varepsilon_f(e'_{ir}, T, [O_2], [Cl'], P)} + \int_0^{N_f} \frac{dn}{N_i} \quad (8)$$

Здесь dn - количество циклов нагружения на i -м режиме с амплитудой напряжений σ_{ai} или деформаций ε_{ai} ; N_i - долговечность, определяемая по кривой усталости для заданных значений σ_{ai} или ε_{ai} и ВХР.

Объемность напряженного состояния учитывается через зависимость пластичности ε_f от показателя объемности $P=3\sigma_m/\sigma_i$, где σ_m - среднее нормальное напряжение, σ_i - интенсивность напряжений.

В обычных условиях в зонах концентрации напряжений при растяжении снижение пластичности может составлять до 2-5 раз. Применение уравнения (8) в условиях ЗДКР нуждается в дополнительном экспериментальном обосновании.

Приведенные в настоящей статье результаты исследований свидетельствуют о необходимости раздельного рассмотрения процессов образования и развития трещин при ЗДКР. При испытании традиционно используемых цилиндрических образцов ϕ 4 мм в основном фиксируется стадия зарождения трещины. На процесс ее распространения в силу малых размеров сечения и быстрого падения нагрузки приходится относительно небольшая часть общей долговечности. Полученные зависимости, позволяющие оценить влияние параметров ВХР на относительное сужение образцов, фактически характеризуют первую стадию разрушения. Исследование скорости развития трещин в условиях ЗДКР является самостоятельной задачей, выходящей за рамки данной работы.

Заключение

На основе обобщения результатов автоклавных испытаний получены аналитические зависимости предельной пластичности стали 10ГН2МФА от температуры, скорости деформирования, концентрации кислорода и хлора. В условиях нагружения образцов с низкой скоростью деформации при температурах, соответствующих температуре теплоносителя 2-го

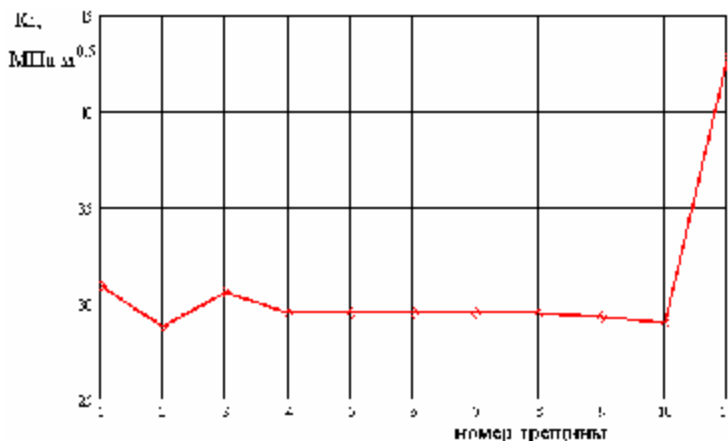


Рис. 12. Зависимость коэффициента и интенсивности напряжений от порядкового номера трещины

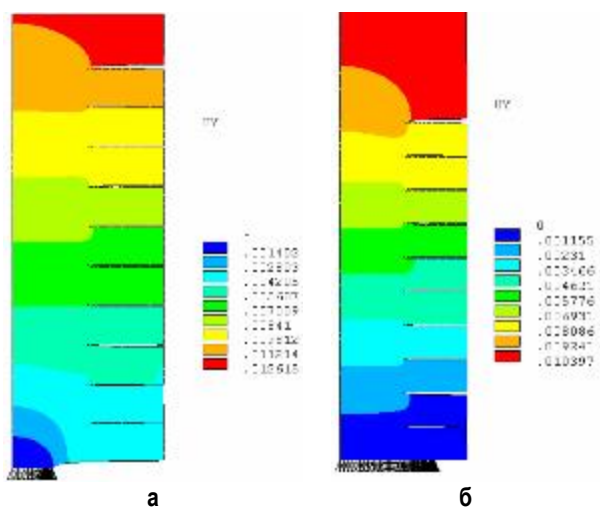


Рис. 13. Распределение осевых перемещений в образце с центральной трещиной различной протяженности (а - длинной и б - короткой)

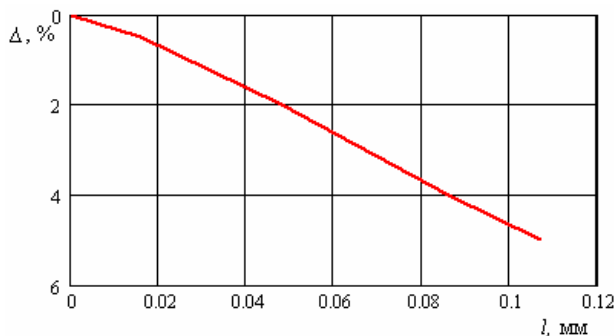


Рис. 14. Относительное снижение нагрузки на образце при растяжении в зависимости от глубины трещины

контура в узлах присоединения коллекторов к патрубкам ПГВ-1000, показана возможность прогнозирования влияния состава воды на проявление склонности металла к ЗДКР.

Процесс разрушения в условиях замедленного деформирования целесообразно рассматривать как

состоящий из двух стадий – зарождения и распространения трещин. Момент зарождения трещин может быть установлен на основе деформационных критериев разрушения, использование которых позволяет оценить повреждаемость материала и остаточную

пластичность при регулярном нагружении. Применение данных подходов в принципе возможно и в условиях непостоянства скорости деформирования и переменных параметров ВХР. Однако эти вопросы требуют дальнейшего экспериментального обоснования.

Список литературы

1. Indig M.E., Weber J.E., Weinstein D. Reviews on Coating and Corrosion. 1982. V. 5. № 1–4.
2. Indig M.E. Slow Strain-Rate Stress Corrosion Testing for Liquid Metal Fast Breeder Reactor, Stress Corrosion Cracking – The Slow – Rate Technigue, ASTM STP 665, 1979.
3. Харина И.Л. Проблемы материаловедения при проектировании, изготовлении и эксплуатации оборудования АЭС. СПб., 2001.
4. Zvezdin Yu.I., Azbukin V.G., Visharyev O.M., Mamaeva E.I., Kharina I.L., Selsky S.V. Proceeding of the International Symposium on Plant aging and Life Prediction of Corrodible Structures. May 15–18, 1995, Sapporo, Japan.
5. Kharina I.L. International Workshop on Environmental Assisted Cracking in Nuclear Power Plants. 1998, Japan.
6. Ishihara T., Ohashi S., The effects of Environmental Factors on Stress Corrosion Cracking of JIS STS 42 Carbon Steel in High Temperature Water. Boshoku Gijitsu, 37, 1988.
7. ГОСТ 9.903-81. Стали и сплавы высокопрочные. Методы ускоренных испытаний на коррозионное растрескивание.
8. РД ЭО 0330-01. Руководство по расчету на прочность оборудования и трубопроводов реакторных установок РБМК, ВВЭР И ЭГП на стадии эксплуатации. М.: Федеральное агентство по атомной энергии. 2004.

List of literature

1. Indig M.E., Weber J.E., Weinstein D. Reviews on Coating and Corrosion.1982. V. 5 № 1–4.
2. Indig M.E. Slow Strain-Rate Stress Corrosion Testing for Liquid Metal fast Breeder Reactor, Stress Corrosion Cracking – The Slow-Rate Technigue, ASTM STP 665, 1979.
3. Kharina I.L. Material science problems in designing, production and operation of the APP equipment. SP., 2001.
4. Zvezdin Y.I., Azbukin V.G., Viskharyev O.M., Mamaeva E.I., Kharina I.L., Selsky S.V. International symposium on plant aging and corrigible structure prediction. May 15th–18th, 1995.Sapporo, Japan.
5. Kharina I.L. International workshop on environmental cracking in APP.1998, Japan.
6. Ishihara T., Ohashi S. Effects of environmental factors on stress corrosion cracking in JIS STS 42 Carbon steel in high temperature water. Boshoku Gijitsu, 37, 1988.
7. State Standard 9.903-81 High strength steels and alloys. Methods of rapid tests on the corrosive cracking.
8. RD YO 0330-01 Strength calculation manual of equipment and pipeline reactor facility RBMK, VVYR and YGP at the exploitation stage. M.: Federal agency of the nuclear energy. 2004.

НАНОМАТЕРИАЛЫ И НАНОТЕХНОЛОГИИ

УДК 658.5

Камалов А.М.

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ СТОИМОСТИ ИННОВАЦИОННО АКТИВНЫХ КОМПАНИЙ

Задача перехода российской экономики к интенсивному типу роста на основе инновационной экономики требует стимулирования инновационных процессов, ускорения продвижения нововведений во всех ее секторах. В развитых странах ключевым звеном их инновационной системы являются высокотехнологичные фирмы. Для них в наибольшей степени реализуются стимулы к инновациям в виде предпринимательского дохода, получаемого за счет расширения рынков, происходит концентрация ресурсов, гибкость в перераспределении средств с неперспективных на приоритетные направления.

Обладая определенной спецификой, инновационные активные компании диктуют особый подход к оценке. Инвестиции в инновации – это финансово-экономические отношения между инвестором и авторами идей. Консенсус в этих отношениях достигается по многим критериям, которые не всегда совпадают с традиционными. Главная задача оценки заключается в достижении компромисса между инвестором и основателями компании. Содержание процесса оценки заключается во всестороннем изучении параметров оцениваемого проекта, основных предположений, заложенных в модель прогнозирования финансовых потоков, поведения рынка и многого другого, что содержится в бизнес-плане.

Первые несколько лет существования инновационного проекта, когда риски максимальны, привлечение финансовых ресурсов наиболее затруднительно, имеется отрицательный денежный поток проекта, который на языке венчурных инвесторов называется «долиной смерти».

Высокотехнологические начинающие компании не обладают историей развития, как правило, на начальном этапе не имеют положительного денежного потока. Для них характерна высокая степень неопределенности, поскольку они работают на новых или зарождающихся рынках и занимаются разработкой новых продуктов, которые часто являются полностью неизвестными для круга потенциальных клиентов.

Материальные активы для высокотехнологических начинающих компаний имеют второстепенное значение. Главным активом выступает технология или идея продукта, которые и определяют львиную долю стоимости. Часто важнейшей составляющей активов компании являются люди, то есть авторы идеи, которые подвержены опасности быстрой потери стоимости.

Непрерывные технологические изменения и ко-

роткие жизненные циклы продуктов усложняют задачу достоверного прогнозирования и увеличивают волатильность стоимости. Часто к таким компаниям невозможно применить традиционные модели бизнес-процессов или подобрать аналоги. Особое место в процессе оценки таких проектов занимают факторы конкурентоспособности, позволяющие идентифицировать стратегические преимущества и недостатки проекта и в конечном счете определять нормы доходности и мультипликаторы, участвующие в расчете стоимости объекта инвестирования.

Интеллектуальная собственность, которой обладают инновационно активные компании, требует постоянного внутреннего контроля с целью своевременной идентификации и обеспечения адекватной правовой защиты. В этой сфере прогноз денежных потоков очень сильно зависит от законодательной базы, инфраструктуры, обеспечивающей защиту интеллектуальной собственности. Нередко положительному денежному потоку препятствует пиратство.

Появление новой технологии часто сопровождается высокой неопределенностью ее применимости, целевые рынки размыты, совокупность получаемых продуктов по новой технологии зачастую плохо поддается прогнозированию, трудно бывает определить круг конкурентов, которые представлены небольшими подразделениями крупных компаний или относительно неизвестными мелкими инновационными фирмами. Более того, по мере появления конкурирующих решений или возможности расширения сфер применения новых технологий целевые рынки могут изменяться достаточно интенсивно во времени.

Поскольку на ранней стадии развития бизнеса в качестве руководителей часто выступают ученые или специалисты-исследователи с небольшим опытом и знаниями в области управления бизнесом, то типичная черта практически всех начинающих инновационных компаний – это отсутствие компетентных специалистов в основных коммерческих сферах деятельности: логистике, маркетинге, продаже, финансах и т.д., что не позволяет молодой компании эффективно распорядиться имеющимся потенциалом. Те компании, которые, осознавая эти недостатки, приобретают необходимый персонал, могут значительно влиять на стоимость, эффективно продвигая новую технологию и тем самым обеспечивая положительный денежный поток. Именно поэтому при оценке таких проектов

необходим анализ не только самой идеи, но и тщательная оценка потенциальных возможностей капитализации этой идеи и организаторских способностей руководителя и управленческого звена компании.

Нужно оценить не только потенциал еще не существующей технологии, но и потребительские выгоды, создаваемые еще не существующим товаром, реакцию потенциальных покупателей на радикально новый продукт, реакцию на него конкурентов, чей бизнес он грозит подорвать, размер еще не существующего рынка, а также личные качества и предпринимательские способности лидеров проекта. В таких условиях успех проекта зависит главным образом не от финансовых ресурсов, а от эффективности команды менеджеров и их навыков в области именно высокотехнологичного, а не традиционного управления бизнесом. Поэтому при оценке высоко технологичного бизнеса надо скорее оценивать не ресурсы, а способности команды к реализации намеченных целей.

Новые технологии должны быть нацелены на большой и растущий рынок, в их основе должны лежать инновации, позволяющие быстро занять значительную долю на этом рынке. Размер прибыли предполагается на порядок большим, чем при вложении в устоявшийся проверенный бизнес. Фонды прямых инвестиций, венчурные фонды, бизнес-ангелы, вкладывающие средства в новое предприятие, делают это отнюдь не для многолетнего владения. Задача – получить долю в быстрорастущей компании, «просидеть» в ней от трех до семи лет, а затем продать, зафиксировав прибыль. По статистике, из десяти проинвестированных компаний шесть терпят крах, две – еле-еле окупаются и только две приносят гигантскую прибыль.

Задача инвестора при оценке привлекательности нового бизнеса – вовремя найти и разглядеть такой потенциал. Когда 19-летний студент Гарварда Марк Цукерберг запустил социальную сеть Facebook, никто не предполагал, что она будет занимать четвертое место по посещаемости в США и седьмое в мире. Зато руководители из фонда Accel Partners разглядели потенциал Facebook и уже через год после старта проекта вложили в него \$ 10 млн в обмен на 10% акций. Через два года доля Accel Partners увеличилась с \$ 10 млн до \$ 1,5 млрд, т.е. в 150 раз.

Достижение договоренностей между авторами проекта и инвесторами на этом этапе опирается на опыт и интуицию потенциального инвестора, то есть его способности достигать понимания, не прибегая к рациональному мышлению и заключениям. Интуиция ассоциируется с отсутствием рассуждения. Бизнес-ангелы, напрямую инвестирующие свои личные финансовые ресурсы в инновационно активные компании и растущие малые фирмы, могут себе позволить на этом этапе принять решение без какого-либо формального обоснования, так как отчет за свои деньги будут держать только перед собой. Их решение зависит от генетически определенного склада ума и внешних факторов, таких как образование и опыт. Принятие решения охватывает весь спектр интеллектуальной деятельности – от анализа до эвристики. Если аналитическим рассуждениям

свойственно исследование проблемы путем ее деления на составляющие, то эвристический подход в своей основе интуитивный и охватывает всю проблему в целом.

Для принятия решения бизнес-ангелу на этом этапе требуется скорее способность к концептуальному мышлению, чем знание конкретных аналитических методов.

Показателен в этом плане пример с проектом системы интернет-поиска Google, идея и основные алгоритмы которой были разработаны студентами Стэнфордского университета Л. Пейджем и С. Брином. Бизнес-ангел этого проекта А. Бехтольсхейм выдал чек на сто тысяч долларов без формального бизнес-плана, презентации и даже без регистрации компании.

Следует отметить еще одну важную особенность этапа оценки инновационного проекта. Каждый автор идеи или проекта считает свое решение новым. Редко можно встретить простые инновационные проекты, а сложность, как известно, есть продукт имеющейся информации, именно поэтому бизнес-предложение ограничено двумя-тремя страницами текста. От автора этого резюме требуется большое искусство изложить в рамках принятой терминологии ясное понятие новизны и значимости проекта, что, безусловно, будет способствовать объединению интуиции и опыта в единое средство исследования проекта.

На основании разработанного бизнес-плана осуществляется тщательный анализ заложенных предположений и допущений, идет всестороннее изучение параметров оцениваемого проекта как существующих в настоящее время, так и прогнозируемых. Все без исключения экономические или социальные данные, включенные в бизнес-план, представляют собой всего лишь оценки, нередко содержащие серьезные ошибки. Приписывать им точность и надежность – это значит принимать желаемое за действительное, что совершенно недопустимо на данном этапе. В ходе обсуждения бизнес-плана обе стороны получают возможность объективно взглянуть на предлагаемый проект, уточнить все необходимые детали его реализации и при необходимости подкорректировать начальный бизнес-план.

Бизнес-план представляет собой модель, описывающую развитие проекта при определенных условиях. Любая модель является упрощением реального процесса. Если эти упрощения выполнены корректно, то эта идеализация дает полезное приближенное отображение реальной ситуации или, по крайней мере, ее определенных особенностей. Когда мы пишем письмо, нас не волнует состав бумаги или давление на кончике пера – эти подробности не относятся к делу. Следовательно, при составлении бизнес-плана мы должны отбросить большую часть реальных характеристик исследуемого процесса и включить в бизнес-план только те особенности, которые воссоздадут идеализированный вариант реальных событий.

Одна из основных задач модели, воплощенной в бизнес-плане, заключается в поиске должного компромисса между простотой модели и сложностью реального процесса. Часто можно встретить бизнес-планы, перегруженные чрезмерно большим числом компонентов и переменных, что, по мнению состави-

телей, повышает доверие к нему. Однако это часто приводит к обратной реакции, так как степень понимания обратно пропорциональна числу переменных, фигурирующих в его описании.

Точно так же расчет показателей с большим количеством знаков отнюдь не свидетельствует о большой точности данных, а напротив, может создать ложное впечатление и ввести в заблуждение эксперта, усыпив его бдительность по отношению к этим показателям. Особенно опасна погоня за точными показателями различного рода социально-экономических систем, поскольку показатели такого рода складываются под влиянием множества подчас трудноуловимых случайных факторов, в силу чего они уже по своей природе не могут претендовать на большую точность.

Исходный, грамотно составленный бизнес-план служит одновременно нескольким целям.

1. Облегчает взаимопонимание сторон в процессе осмысления действительности, помогает устранить противоречия и несообразности в описании проекта.

2. Используется как средство общения. Словесные описания обладают многозначностью. Преимущество модели перед словесными описаниями – в сжатости и точности представления заданной ситуации. Хорошая модель делает более понятной общую структуру исследуемого проекта и вскрывает важные причинно-следственные связи.

3. Обеспечивает прогноз реализации проекта и отвечает на вопросы типа «что будет, если...».

Процесс бизнес-планирования в сфере финансирования инновационно активных компаний достаточно хорошо представлен в работах П. Барроу, Д. Глэдстоун, Каширина А.И. Особо следует отметить работу Кемпбелл К., в которой помимо общих рекомендаций по составлению бизнес-плана даны ссылки на сайты, где можно ознакомиться с конкретными требованиями и правилами составления бизнес-планов для инвесторов.

При составлении бизнес-плана следует уделить особое внимание факторам, от которых зависит успех проекта, среди которых наиболее значимыми являются:

1. *Стоимость научных исследований и научно-конструкторских работ.* Хотя и не существует четкой зависимости между затратами на НИР (НИОКР) и прибылью компании, тем не менее в большинстве случаев слишком большие затраты на разработку технологии снижают в конечном счете рентабельность производства.

2. *Издержки производства.* Чем выше накладные расходы, тем меньше оказывается прибыль.

3. *Издержки, связанные с маркетингом.* Проведение маркетинговых исследований невозможно без привлечения квалифицированных специалистов, оплата труда которых достаточно высока, и эти затраты, естественно, уменьшают конечную прибыль компании.

4. *Издержки, связанные со сбытом новой продукции.* Выведение нового продукта на рынок, его складирование, доставка, рекламирование, подготовка продавцов-консультантов и сам процесс реализации наукоемкого товара сопряжен с большими и постоянными затратами, уменьшающими потенциально воз-

можную прибыль компании.

5. *Складывающийся на рынке спрос на новую продукцию.* Никогда невозможно точно спрогнозировать спрос покупателей на новую продукцию. В одних случаях появление нового наукоемкого товара вызывает ажиотаж, и тогда объем выпущенной продукции и реальные производственные мощности компании могут оказаться недостаточными, но вполне реален и противоположный вариант, когда количество выпущенной на рынок продукции оказывается чрезмерным, что ведет к временному затовариванию и определенным убыткам.

6. *Величина складывающейся на рынке цены на новый наукоемкий товар.* С одной стороны, к любому новому товару покупатель, в своем большинстве придерживающийся консервативных позиций, относится вначале настороженно. Поэтому при презентации нового товара цены не должны быть слишком высокими. С другой стороны, цены не должны быть и слишком низкими, потому что у потенциальных покупателей давно сложился стереотип, согласно которому понастоящему хороший товар должен стоить дорого. Поэтому от правильной ценовой стратегии руководства компании в значительной мере зависит прибыльность производства нового наукоемкого товара.

7. *Появление или отсутствие конкурентов в данном секторе рынка.* Поскольку многие технические идеи буквально " витают в воздухе", не исключено, что одновременно на рынке могут появиться аналогичные наукоемкие товары, например программные продукты для компьютеров. Естественно, возникшая конкуренция может внести существенные коррективы и в цены, и в объемы реализуемой продукции.

8. *Появление на рынке аналогичных наукоемких продуктов с лучшими потребительскими свойствами.* Вскоре после появления на рынке нового наукоемкого товара, пользующегося высоким спросом, некоторые другие высокотехнологичные компании, разрабатывающие близкие технологии, вполне способны достаточно быстро освоить выпуск аналогичного товара, но с лучшим дизайном и дополнительными возможностями. Понятно, что такое непредвиденное обстоятельство способно негативно повлиять на величину прибыли.

9. *Быстрота морального устаревания наукоемкой продукции.* За последние годы научные знания и технические решения обновляются с такой скоростью, что большинство наукоемких товаров морально устаревает в течение трех-четырёх лет, а некоторые, например антивирусные программы для персональных компьютеров и серверов, приходится менять каждый квартал. Поэтому новой компании нельзя рассчитывать на то, что созданный ею наукоемкий продукт будет приносить прибыль много лет. Весь вопрос в том, как быстро этот продукт перестанет пользоваться спросом в связи с тем, что его потребительские качества перестанут удовлетворять покупателя.

10. *Длительность бесприбыльного развития новой компании.* На ранних этапах своего жизненного цикла компании только тратят средства, не принося никаких доходов; рентабельность появляется только тогда, когда продукция начинает пользоваться спросом на рынке.

Чем продолжительней период от зарождения идеи до появления нового товара на рынке, тем меньше времени остается до завершения жизненного цикла компании, который не превышает 7 лет, а следовательно, и возможности для роста ликвидных активов.

11. *Высокие издержки на информационное и патентное обеспечение научных разработок.* В настоящее время права на интеллектуальную собственность составляют один из важных компонентов активов компании, так как гарантируют закрепление приоритета на определенную продукцию за владельцем патента. Однако огромный поток научной, технической и иной информации требует больших затрат на официальное закрепление прав собственности на идею, на технологию и на соответствующую наукоемкую продукцию, что, естественно, вынуждает компанию часть капитала тратить не на развитие производства продукции и повышение ее рентабельности.

12. *Относительно большие расходы на управление, руководство и поддержку малых высокотехнологических компаний.* Затраты на содержание управленческого и вспомогательного аппарата мало зависят от величины компании, в связи с чем доля этих накладных расходов по отношению ко всему объему затрат в малых компаниях существенно выше, чем в крупных фирмах, что уменьшает рентабельность именно малых высокотехнологических компаний.

13. *Ограниченность возможности уменьшить риски по сравнению с многоотраслевыми крупными компаниями и корпорациями.* Поскольку инновационно активные компании преимущественно занимаются только одним конкретным видом деятельности, на которую и расходуют все средства, они не имеют возможности диверсифицировать риски, тогда как крупные компании занимаются несколькими видами бизнеса, что существенно уменьшает в целом возможность "провала", так как относительная неудача в одном направлении может быть скомпенсирована успехом в другом.

14. *Значительная продолжительность жизненного цикла малых высокотехнологических компаний.* В связи с тем, что периоды экономического роста сменяются спадами, за 5–7 лет развития компании возможны неоднократные изменения экономической и рыночной конъюнктуры, сопровождающиеся инфляцией, падением жизненного уровня населения, снижением или повышением покупательского спроса на товары длительного пользования.

При подготовке бизнес-плана автор идеи, пытаясь привлечь инвестиции, фактически осуществляет оценку своего предложения. Эта оценка служит единственной цели – привлечь внимание потенциального инвестора к проекту. Эта самооценка носит качественный характер, как правило, она осуществляется непрофессионалами в области оценки бизнеса и очень субъективна. От оценки на этом этапе требуется только одно: может ли проект принести инвестору желаемую прибыль в определенные сроки и сколько нужно для реализации проекта средств.

В то же время грамотная и эффектная презентация проекта может быть вполне достаточной для от-

крытия инвестирования проекта, например, бизнес-ангелом, который опирается в своем решении больше на интуицию, чем на формальные результаты оценки проекта. В качестве примера можно привести историю создания лекарственного препарата «Тимоген». Препарат был создан небольшим научным коллективом в России благодаря венчурному инвестированию на начальном этапе в несколько тысяч долларов. «Тимоген» оказался мощным иммунным стимулятором, и им заинтересовались сразу несколько стран. Лицензия на его производство была продана в США за несколько миллионов долларов. Проект обеспечил инвестору рентабельность в несколько тысяч процентов.

При оценке традиционных инвестиционных проектов, когда размер рынка, размеры требуемых инвестиций, прогнозируемые доходы и степень риска довольно легко и точно можно определить, можно использовать более или менее стандартные процедуры оценки. Хотя и тут велика роль опыта и интуиции оценщика, так как основная работа делается методом структурированных расчетов.

В случае оценки инноваций ситуация совершенно иная. Здесь создаются радикально новые технологии и продукты, которые призваны совершить революцию на рынке. Аналогов этого продукта или технологии не существует, поэтому отсутствуют возможности для оценщика применять сравнительный подход в рамках оценки проекта. Какие бы необыкновенные выгоды не создавал новый продукт для потребителя, он столкнется с серьезным сопротивлением как внутри компании, так и на рынке.

Внутренние неопределенности связаны с особенностями управления инновационными компаниями, которые коренным образом отличаются от традиционного корпоративного управления. На раннем этапе разработки новой технологии также невозможно предсказать, насколько реально ее создать и какие сложности возникнут по ходу продвижения вновь созданного продукта на рынке.

Внешние неопределенности связаны с тем, что радикально новый продукт, чтобы совершить революцию на рынке, должен сначала разрушить старые устои: изменить привычки покупателей, разорвать устоявшиеся связи потенциальных партнеров, изменить инфраструктуру продаж и обслуживания, подстроить под старые товары и т.д.

Чем моложе компания, тем больше эти неопределенности, и какие бы методы оценки здесь не использовались, они могут дать лишь очень грубую оценку, которая в реальной жизни может в десятки, а то и в сотни раз отличаться от действительных результатов как в сторону завышения, так и в сторону занижения стоимости.

Таким образом, оценка инновационно активных компаний представляет собой своеобразное искусство, нежели науку. Здесь значение опыта и интуиции оценщика гораздо выше, чем в случае оценки традиционных проектов. Причем оценщик должен иметь весомый опыт именно в области инновационной сферы, поскольку традиционный опыт проведения оценочных процедур здесь зачастую не применим.

СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ

УДК 621.793

Носов А.Д.

МОДЕЛИРОВАНИЕ СКВОЗНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ НА ОСНОВЕ НЕЧЕТКИХ ОТОБРАЖЕНИЙ

Метизный бизнес специфичен. Лидирующие позиции предприятия, работающего в этой отрасли, на рынке определяются не только качеством и соответствием ГОСТам и техническим условиям, но также наличием и объемом изделий, необходимых покупателю. Чем больше диапазон изделий, тем больше возможностей для завоевания рынка. В связи с этим, успех метизного бизнеса определяется не только качеством отдельных видов изделий, но и качественными характеристиками производимого сортамента в целом. Понятие «Качество», сложное и многоплановое само по себе, применительно к метизам имеет особую специфику.

В предлагаемой статье приведена методология управления качеством сортамента метизных изделий с учетом особенностей сквозной технологии их производства. Для начала определимся с характеристикой параметров сортамента метизов как элемента нечеткого множества. Партию однородной продукции (проволока, лента, определённый вид крепежа и т.д.) можно характеризовать набором численных параметров, аналогичных характеристикам отдельного образца этой продукции. Как объект управления партия сортамента – это вектор параметров \vec{x} . Диапазон изменения отдельного компонента этого вектора x_i определяется физической природой показателя, который характеризуется этим параметром и особенностями изучаемого сортамента. Так, диапазон изменения возможных диаметров катанки определяется сложившейся технологией металлургического передела. Диапазон изменения механических свойств канатной проволоки вполне определяется действующей системой стандартов и т.д. Размерность вектора \vec{x} – это количество контролируемых и управляемых параметров. Предлагаемый подход не требует ограничения размерности вектора \vec{x} , т.е. количества параметров изучаемого сортамента.

Однако набор численных параметров недостаточно полно характеризует партию продукции, сортмент цеха, любой набор образцов однородной продукции. Все измеряемые или вычисляемые параметры в реальности не могут быть определены однозначно, а лишь с некоторой степенью определённости. Степень определённости зависит от ряда факторов. Во-первых, все параметры зависят от измерений, которые имеют систематическую и случайную погрешность. Во-вторых, измерения производятся выборочно и поэтому реальные характеристики партии имеют некоторый диапазон разброса относительно измеренного параметра. В-третьих,

существуют факторы субъективного характера: квалификация специалистов, производящих измерения, стремление поставщика улучшить показатели продукции и др. Совокупность этих факторов может быть охарактеризована степенью неопределённости $\mu_i(x_i)$ для каждого компонента x_i вектора \vec{x} .

Таким образом, параметры партии продукции как объекты управления следует рассматривать как элементы нечеткого множества с функцией принадлежности μ_i .

Каждый передел с точки зрения изменения параметров партии можно рассматривать как отображение φ пространства параметров одного вида продукции в пространство параметров того же или другого вида, например пространства параметров катанки в пространство параметров проволоки, пространство параметров проволоки в себя на дальнейших переделах. Однако процесс переработки продукции также не является строго детерминированным. Это обусловлено нестабильностью физических параметров процесса обработки, особенностями инструмента, человеческим и другими факторами. Таким образом, преобразование параметров в процессе производства также носит нечеткий характер, т.е. функцию φ следует рассматривать как нечеткое отображение $\tilde{\varphi}$.

Обычным, четким отображением (многозначным) φ множества X во множество Y называется, вообще говоря, произвольное подмножество декартова произведения $X \times Y$, то есть $\varphi \subseteq X \times Y$. Множество X называется областью определения отображения, а Y – областью значений. Для фиксированного элемента $x^* \in X$ области определения отображения его образом при отображении φ называется множество $\varphi(x^*) : \{y \in Y : (x^*, y) \in \varphi\}$. Иногда на отображение накладывается дополнительное условие, что образ любого элемента должен состоять не более чем из одного элемента. В этом случае говорят об однозначных (функциональных) отображениях. Образом множества $A \subseteq X$ при отображении φ называется объединение образов всех элементов A , то есть множество $\varphi(A) : \bigcup_{x \in A} \varphi(x) \quad \{y \in Y : \exists x \in A, (x, y) \in \varphi\}$.

Для отображения φ из X в Y обратным отображением φ^{-1} называется такое отображение из Y в X , что

$(y, x) \in \varphi^{-1} \Leftrightarrow (x, y) \in \varphi$. Образ элемента $y^* \in Y$ при обратном отображении будем обозначать $\varphi^{-1}(y^*)$. Очевидно, он является подмножеством множества X .

Итак, четкое отображение – это подмножество декартова произведения $X \times Y$ области определения и области значений. Перейдём к определению и содержательной интерпретации понятия «нечеткое отображение».

Естественно, по аналогии с чётким, определить нечёткое отображение как нечеткое подмножество $X \times Y$. Тогда нечеткое отображение $\tilde{\varphi}$ множества X в множество Y можно описать его функцией принадлежности $\mu_{\tilde{\varphi}} : X \times Y \rightarrow [0; 1]$ (рис. 1). Функция принадлежности $\mu_{\tilde{\varphi}}(x, y)$ определяет степень достоверности того, что точка y принадлежит образу точки x при нечетком отображении $\tilde{\varphi}$. Как образом элемента $x^* \in X$ при четком отображении было четкое подмножество множества Y , также образом $x^* \in X$ при нечетком отображении будет нечеткое подмножество множества Y с функцией

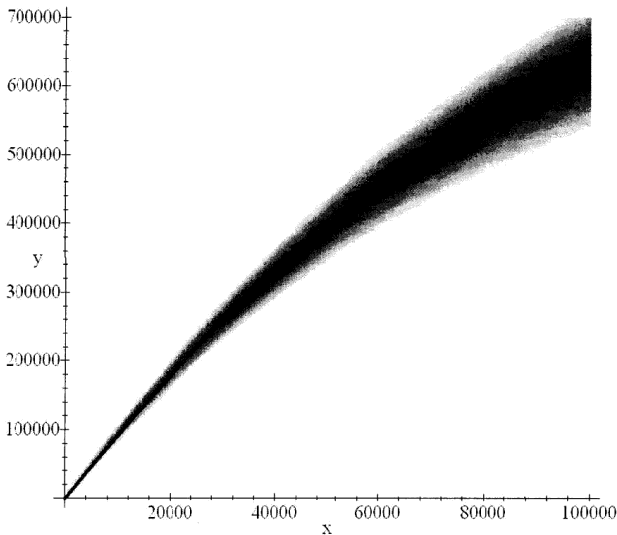


Рис. 1. Функция принадлежности нечеткого отображения

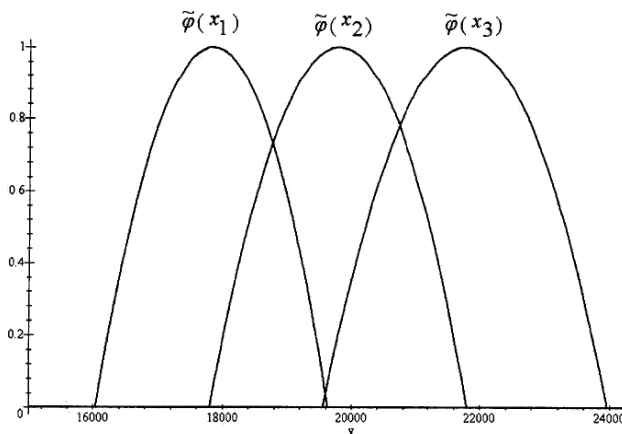


Рис. 2. Образы точек при нечетком отображении

принадлежности $\mu_{\tilde{\varphi}}(x^*, y)$. Образом **четкого** множества при нечетком отображении будет объединение образов его элементов $\mu_{\tilde{\varphi}(A)}(\exists y) : \sup_{x \in A} \mu_{\tilde{\varphi}}(x, y)$.

Для завершения обобщения понятия образа на нечеткий случай необходимо определить образ **нечеткого** множества при нечетком же отображении. Понятно, что образы элементов нечеткого множества должны объединяться с учетом степени принадлежности этих элементов нечеткому множеству. Запишем формулу для образа четкого множества следующим эквивалентным образом, через функцию принадлежности четкого множества A

$$\mu_{\tilde{\varphi}(A)}(y) = \sup_{x \in X} \min[\mu_A(x); \mu_{\tilde{\varphi}}(x, y)]. \quad (1)$$

Эта формула уже допускает непосредственное обобщение на нечеткий случай, что позволяет дать следующее определение.

Определение 1. Образом $\tilde{\varphi}(\tilde{A})$ нечеткого множества $\tilde{A} \subseteq X$ при нечетком отображении $\tilde{\varphi} : X \rightarrow Y$ называется нечеткое подмножество множества Y с функцией принадлежности (рис. 2).

$$\mu_{\tilde{\varphi}(\tilde{A})}(y) = \sup_{x \in X} \min[\mu_{\tilde{A}}(x); \mu_{\tilde{\varphi}}(x, y)]. \quad (2)$$

В частности, если отображение $\varphi : X \rightarrow Y$ четкое, то формулу (2) можно упростить, так как под знаком минимума остаются только образы точки y при обратном четком отображении φ^{-1} (рис. 3). Действительно,

$$\begin{aligned} \mu_{\tilde{\varphi}(\tilde{A})}(y) &= \sup_{x \in X} \min[\mu_{\tilde{A}}(x); \mu_{\tilde{\varphi}}(x, y)] = \sup_{x: \varphi(x)=y} \mu_{\tilde{A}}(x) = \\ &= \sup_{x \in \varphi^{-1}(y)} \mu_{\tilde{A}}(x). \end{aligned}$$

Как видно из предыдущих рассуждений, понятие образа нечеткого множества при нечетком отображении позволяет Лицу, принимающему решение (ЛПР), вычислять нечеткую реакцию системы на нечеткие же управляющие воздействия. Тем не менее, для теории принятия решений гораздо важнее обратная задача – найти действия, которые приводят к желаемому результату.

Решить данную задачу позволяет понятие прообраза нечеткого множества.

Определение 2. Прообразом $\tilde{A} \subseteq X$ нечеткого множества $\tilde{B} \subseteq Y$ при нечетком отображении $\tilde{\varphi} : X \rightarrow Y$ называется объединение всех нечетких множеств \tilde{a} таких, что их образ принадлежит нечеткому множеству \tilde{B} , т.е. таких, что $\sup_{x \in X} \min[\mu_{\tilde{a}}(x); \mu_{\tilde{\varphi}}(x, y)] \leq \mu_{\tilde{B}}(y)$ для всех $y \in Y$.

Содержательно, прообраз нечеткого множества $\tilde{B} \subseteq Y$ – это «максимальное» нечеткое множество $\tilde{A} \subseteq X$, переходящее в \tilde{B} при нечетком отображении $\tilde{\varphi} : X \rightarrow Y$.

Таким образом, чтобы для некоторой нечеткой реакции системы определить то действие (возможно, нечеткое), которое приводит к данной реакции, необходимо найти прообраз нечеткого множества реакции.

Можно, однако, заметить, что далеко не любое нечеткое множество имеет непустой прообраз при нечетком отображении.

Пустота прообраза «одноточечного» множества имеет простое содержательное объяснение. Это множество можно интерпретировать, как желание ЛПР получить единственный исход с положительной достоверностью, обеспечив нулевую достоверность остальных исходов. Но это невозможно, так как поведение системы нечетко и выбор любого действия приводит к нескольким возможным исходам. Вывод здесь прост – ЛПР должен ставить перед собой реальные цели, смягчая требования к нечеткому множеству результата.

Вычисление прообразов нечетких множеств имеет важное прикладное значение. В то же время вычисление «по определению» весьма трудоемко. Следующий результат позволяет дать более простую характеристику прообраза нечеткого множества $\tilde{B} \subseteq Y$, пригодную для численной реализации.

Определим следующие четкие множества:

$N := \{(x, y) \in X \times Y : \mu_{\tilde{\varphi}}(x, y) > \mu_{\tilde{B}}(y)\}$ – множество пар элементов из области определения и области значений отображения, в которых значение функции принадлежности отображения строго превышает значение функции принадлежности множества \tilde{B} .

$N_x := \{y \in Y : (x, y) \in N\}$ – «срез» множества N при фиксированном $x \in X$;

$X^0 := \{x \in X : N_x \neq \emptyset\}$ – множество элементов области определения, для которых множество N_x не пусто.

Функция принадлежности прообраза $\tilde{A} \subseteq X$ нечеткого множества (рис. 4) $\tilde{B} \subseteq Y$ при нечетком отображении $\tilde{\varphi}: X \rightarrow Y$ описывается выражением

$$\mu_{\tilde{A}}(x) = \begin{cases} \inf_{y \in N_x} \mu_{\tilde{B}}(y), & x \in X^0 \\ 1, & x \in X \setminus X^0 \end{cases} \quad (4)$$

Рассмотрим решения в нечетких условиях. Итак, мы обобщили на нечеткий случай понятия отображения, образа и прообраза множеств. Этого нам хватит для того, чтобы сформулировать и решить простейшую задачу принятия решения в условиях нечеткой информации.

Задача формулируется так. Есть множество X возможных действий ЛПР и множество Y состояний управляемой системы. ЛПР в различной степени устраивают различные состояния системы – он стремится достичь своей цели, задаваемой нечетким подмножеством $\tilde{G} \subseteq Y$. Для достижения своей цели центр выбирает действия так, чтобы удовлетворить ограничениям на действия, задаваемые нечетким подмножеством $\tilde{C} \subseteq X$. Состояние, в которое переходит система в зависимости от действия ЛПР, описывается нечетким отображением $\tilde{\varphi}: X \rightarrow Y$. Задача ЛПР состоит в том, чтобы определить действие (возможно, нечеткое), которое позволило бы ему одновременно достичь цели \tilde{G} и удовлетворить ограничениям \tilde{C} .

Предположим, что отображение $\tilde{\varphi}$ тождественно и множество действий совпадает с множеством результа-

тов. В этом случае и цель, и ограничения являются подмножествами одного и того же множества X , а нечеткое множество \tilde{D} действий, которые **одновременно** и достигают цели, и удовлетворяют ограничениям, равно пересечению нечетких множеств цели и ограничений, $\tilde{D} = \tilde{G} \cap \tilde{C}$. Тогда множество \tilde{D} и является решением задачи достижения нечеткой цели.

Однако, каким образом искать решение задачи в том случае, когда отображение $\tilde{\varphi}$ не является тождественным? В этом случае нечеткие подмножества ограничений \tilde{C} и цели \tilde{G} непосредственно не сравнимы, т.к. являются подмножествами разных пространств, X и Y соответственно.

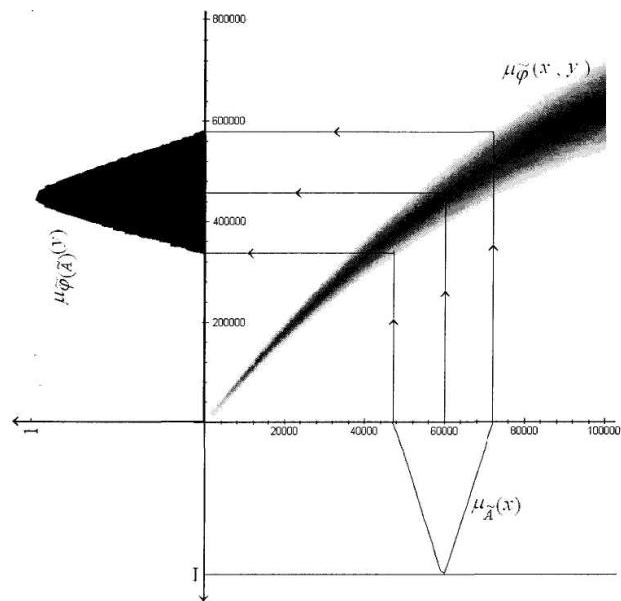


Рис. 3. Образ нечеткого множества при нечетком отображении

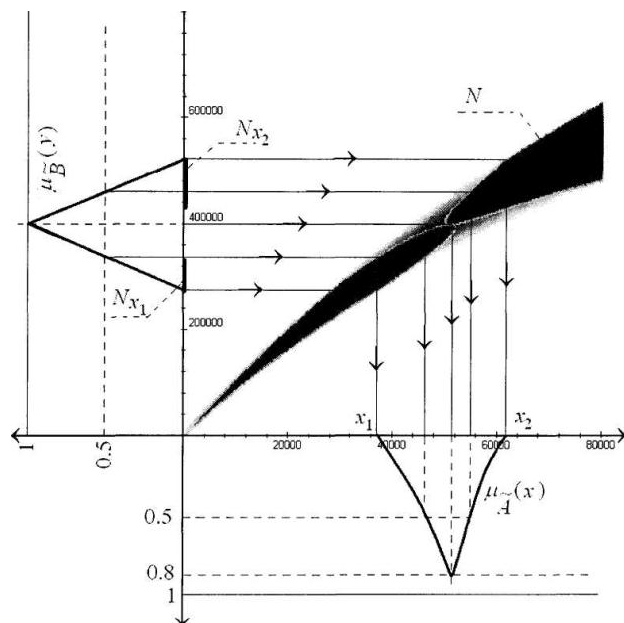


Рис. 4. Прообраз нечеткого множества при нечетком отображении

Однако мы можем отобразить множество цели \tilde{G} во множество действий, найдя его прообраз \tilde{g} при отображении \tilde{f} – нечеткое множество действий, приводящих к заданной нечеткой цели без учета ограничений. Тогда, аналогично рассмотренному выше случаю, решением задачи будет пересечение $\tilde{g} \cap \tilde{C}$ прообраза цели с множеством ограничений.

Описанный выше способ решения задачи достижения нечеткой цели называется подходом Беллмана-Заде [1]. Он основан на представлении множества цели и множества ограничений как подмножеств одного пространства и является одной из самых ранних моделей принятия решения в условиях нечеткой информации.

Однако оптимизационные задачи принятия решений чаще формулируются в другой форме – в форме задачи математического программирования.

Четкая задача математического программирования состоит в максимизации функции $\varphi(x)$ – критерия эффективности – на множестве допустимых действий $C \subseteq X$, то есть в поиске допустимого действия $x^* \in \text{Arg max}_{x \in C} \varphi(x)$, доставляющего максимум критерия эффективности.

Простейшее обобщение этой задачи на нечеткий случай можно получить, если допустить, что множество ограничений C может быть нечетким, оставив критерий эффективности четким.

Можно решить задачу максимизации обыкновенной, четкой функции на нечетком множестве, «отнормировав» на единицу максимизируемую функцию, заменить ее нечетким множеством цели \tilde{G} с функцией принадлежности $\mu_{\tilde{G}}(x) = \varphi(x) / \sup_{x \in X} \varphi(x)$ и воспользоваться подходом Беллмана-Заде [1]. Однако это не совсем корректно, так как нормировка именно на единицу представляется малообоснованной.

Другой подход к решению задачи оптимизации при нечетких ограничениях основан на понятии уровня нечеткого множества.

В этом подходе задача максимизации функции на нечетком множестве, по сути, заменяется совокупностью задач максимизации функции на множествах уровня множества допустимых альтернатив. При этом, если альтернатива $x \in X$ максимизирует критерий эффективности $\varphi(x)$ на множестве \tilde{C}_λ уровня $\lambda \in [0, 1]$, то мы, грубо говоря, считаем, что степень принадлежности этой точки нечеткому решению равна λ .

Более формально, если $\tilde{C}_\lambda := \{x \in X : \mu_{\tilde{C}}(x) \geq \lambda\}$ – множество уровня нечеткого множества допустимых альтернатив, $N(\lambda) : \left\{ x \in X : \varphi(x) = \sup_{x' \in \tilde{C}(\lambda)} \varphi(x') \right\}$ –

множество точек максимума критерия эффективности на этом множестве уровня, то решением задачи оптимизации называется нечеткое множество $\tilde{D}_1 \subseteq X$ с функцией принадлежности

$$\mu_{\tilde{D}_1}(x) = \sup_{\lambda: x \in N(\lambda)} \lambda. \quad (5)$$

Можно показать, что если точка $x \in X$ принадлежит решению с ненулевой достоверностью, то есть $x \in \text{supp } \mu_{\tilde{D}_1}$, то $\mu_{\tilde{D}_1}(x) = \mu_{\tilde{C}}(x)$.

Нечеткому решению \tilde{D}_1 задачи соответствует нечеткое значение максимума критерия эффективности $\varphi(\tilde{D}_1)$ – образ нечеткого решения \tilde{D}_1 при отображении φ .

Список литературы

1. Беллман Р., Заде Л. Вопросы принятия решений в расплывчатых условиях // Вопросы анализа и процедуры принятия решений. М.: Мир, 1976.
2. Гун Г.С. Квалиметрические модели управления качеством металлопродукции // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2003. № 1. С. 102–108.

List of literature

1. Bellman R., Zade L. Solution issues in the vague conditions // Analysis and procedure issues of solutions. M.: World, 1976.
2. Gun G.S. Qualimetry models of quality control of metal production // Vestnik MSTU named after G.I. Nosov. 2003. № 1. P. 102–108.

УДК 65.01.1.004.12

Салганик В.М., Песин А.М., Бережная Г.А., Тимошенко В.И., Тарасов В.А.

РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ СБАЛАНСИРОВАННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ В ОБЛАСТИ КАЧЕСТВА С УЧЕТОМ ОГРАНИЧИВАЮЩИХ ФАКТОРОВ

В настоящее время встречается все больше публикаций и выступлений с критикой стандартов ИСО серии 9000 и основанных на них систем менеджмента качества соответственно. Основными недостатками называют оторванность СМК от бизнеса и отсутствие встроенных показателей эффективности [1–3]. В качестве решения этой проблемы предлагают создавать различные интегрированные системы менеджмента

(ИСМ) на базе уже существующих СМК, сертифицированных на соответствие ИСО 9000 [1, 4, 5].

В ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И.Носова» на кафедре обработки металлов давлением ведется работа по созданию подобной ИСМ, которая основана на принципах стандартов ИСО серии 9000 и сбалансированной системы показателей (ССП), интегрированной с теорией ограничений (ТО) (рис. 1).

Подобная интегрированная система менеджмента позволяет сфокусировать внимание организации на участке, который ограничивает ее при достижении поставленных целей в области качества. Это достигается за счет эффективного использования инструментария и методологии теории ограничений. Кроме того, целесообразно направить процессы, протекающие во всех сферах деятельности предприятия, на устранение ограничивающего фактора в рамках сбалансированной системы показателей. Философия этой системы подразумевает взаимосвязанное управление ее показателями.

В данном случае под *узким местом в области качества* понимается такой ресурс, уровень работы или доступный объем которого не позволяет достичь предприятию требуемого или запланированного им качества. В качестве «узкого места в области качества» может выступать как материальное ограничение, например оборудование или трудовые ресурсы, так и нематериальное ограничение, например используемая методика принятия решений, форма оплаты труда или стиль руководства организацией.

Выявленные ограничения необходимо учитывать при установке целевых значений показателей результативности, определенных в каждом из блоков ССП в области качества, поскольку именно от эффективной выработки потенциала выявленных ограничений зависит достижение поставленных целей.

Показатели результативности в соответствии с методологией сбалансированной системы показателей формируются в зависимости от мировоззрения и стратегии каждой конкретной компании. Этим объясняется гибкость и универсальность данного подхода к управлению. Но в рамках настоящей работы предлагается использовать другой подход к формированию системы показателей.

Предлагается выделить две группы показателей: обязательные и определяемые организацией самостоятельно.

К обязательным относятся следующие показатели:

1. Показатели теории ограничений:
 - 1.1. Чистая прибыль.
 - 1.2. Денежный поток.
 - 1.3. Рентабельность инвестиций.
 - 1.4. Поток прибыли – средства, получаемые системой через продажи.

- 1.5. Операционные расходы – средства, затрачиваемые системой для преращения запасов в продажи.
- 1.6. Запасы – средства, затрачиваемые системой на исходное сырье, материалы и полуфабрикаты.

2. Показатели выбора приоритетных мероприятий в области качества:
 - 2.1. Средневзвешенный поток прибыли

$$ПП_{cp.вз.} = \frac{\sum_{i=1}^n ПП'_i \cdot Q'_i}{\sum_{i=1}^n Q'_i}, \tag{1}$$

где $ПП_{cp.вз.}$ – средневзвешенный поток прибыли, руб./ч; $ПП'_i$ – поток прибыли i -го вида продукции после проведения мероприятия, руб./ч; Q'_i – объем продаж i -го вида продукции после проведения мероприятия в области качества, т.

В процессе оптимизации $\Delta ПП_{cp.вз.} \rightarrow \max$.

2.2. Показатель эффективности мероприятий в области качества

$$\mathcal{E} = \frac{\Delta ПП_{cp.вз.} \cdot T}{ЗНК}, \tag{2}$$

где \mathcal{E} – эффективность мероприятия в области качества, руб./руб.; $ЗНК$ – затраты на проведение отдельно-го мероприятия в области качества, руб.



Рис. 1. Модель сбалансированной системы показателей в области качества с учетом ограничивающих факторов

Результаты расчета приведенных выше показателей являются достоверными при условии

$$\sum_{i=1}^n \frac{Q_i}{Pr_i} = T = \text{const}, \quad (3)$$

где Pr_i – производительность i -го агрегата на «узком месте», т/ч; T – период времени, по истечении которого оцениваются результаты проведения мероприятий в области качества, ч.

Предложенная ИСМ реализуется в рамках расширенного процесса непрерывного улучшения, представленного на рис. 2.

Кроме того, в структуре расширенного процесса непрерывного улучшения представлен алгоритм выбора приоритетных мероприятий в области качества:

1. Выявление ограничивающего ресурса.

Критерием определения «узкого места» выступает показатель расчетной загрузки:

$$Z_a = \frac{\sum_{i=1}^k Q_i t_i}{H_{\Phi B}} \cdot 100\%, \quad (4)$$

где Q_i – объем рыночной потребности в продукции i -го вида, т; t_i – трудоемкость обработки единицы продукции i -го вида на данном агрегате, машино-часы; k – количество видов продукции, технологический маршрут которых проходит через данный агрегат; $H_{\Phi B}$ – располагаемое время работы j -го агрегата, машино-часы.

2. Определение номенклатурного списка продукции, технологический маршрут которой проходит через выявленное на предыдущем этапе «узкое место».

3. Составление таблиц приоритетности продукции.

Составление таблиц приоритетности ведется по показателю маржинального дохода в единицу времени работы «узкого места», рассчитанному для всех определенных ранее позиций продукции.

Расчет показателя производится по следующей формуле:

$$MD_i^{YM} = \frac{C_i - ПЗ_i}{t_i^{YM}}, \quad (5)$$

где MD_i^{YM} – маржинальный доход в единицу времени работы «узкого места» i -го вида продукции, руб./ч; C_i – цена i -го вида продукции, руб.; $ПЗ_i$ – величина переменных расходов на единицу продукции i -го вида, руб.; t_i^{YM} – длительность обработки единицы продукции i -го вида на «узком месте».

4. Оценка качества группы наиболее приоритетных видов продукции и разработка возможных мероприятий по его улучшению.

5. Выбор приоритетных мероприятий в области качества, т.е. наиболее эффективных с экономической точки зрения.

Для расчетов на данном этапе рекомендуется использовать средневзвешенный поток прибыли и показатель эффективности, рассчитываемые по формулам (1), (2) и (3).

6. Реализация выбранных мероприятий.

Предложенные выше система показателей и алгоритм выбора приоритетных мероприятий в области качества были реализованы на примере технологической системы ЛПЦ-8 ОАО «ММК» – ЦЛХП ОАО «ММК-МЕТИЗ».

Было установлено, что в технологической системе ЛПЦ-8 – ЦЛХП один из цехов является незагруженным (ЦЛХП). Следовательно, чтобы определить «узкие места» данной схемы, необходимо проанализировать технологические цепочки другого цеха – ЛПЦ-8. Произведенный расчет на основании имеющегося портфеля заказов показал, что наиболее загруженным является термическое отделение – участок колпаковых печей. Необходимое количество часов на «узком месте» равно 43567, при этом дос-

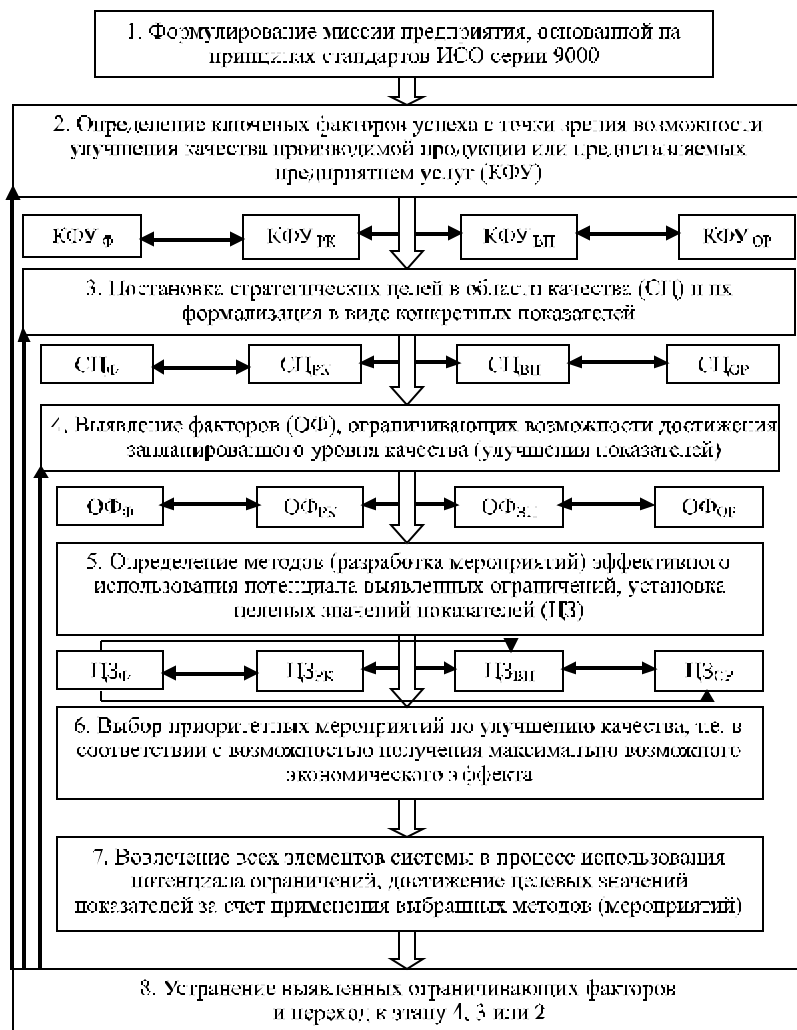


Рис. 2. Схема расширенного процесса непрерывного улучшения

тупно только 25337 ч. Таким образом, коэффициент загрузки составляет 1,72%.

В соответствии с имеющимся номенклатурным списком была сформирована таблица приоритетности заказов на продукцию цеха по «узкому месту» – колпаковым печам (см. таблицу).

По данным, приведенным в таблице, видно, что лента из стали марки 65Г имеет значение показателя приоритетности, равное 2758 рублей в час работы «узкого места», что более чем в пять раз ниже значений аналогичного показателя по наиболее приоритетным видам продукции. Значит, данный вид продукции является наименее выгодным для ЛПЦ-8 с точки зрения максимизации планируемой прибыли от товарного выпуска.

С технологических позиций данный факт объясняется тем, что изготовление такой ленты требует осуществления предварительного и промежуточного отжига между прокатками, то есть эта продукция отнимает у «узкого места» ЛПЦ-8 в два–пять раз больше времени, чем любой другой вид продукции. При этом тонкая лента стали марки 65Г является высококорентабельной продукцией и пользуется спросом на рынке черных металлов. Следовательно, отказываться от производства данного вида продукции нежелательно.

Кроме того, в результате проведенного анализа было установлено, что имеются ограничения спроса в блоке «Рынок/клиенты» на ленту из низкоуглеродистых марок стали, при этом качество выпускаемой продукции удовлетворяет требованиям потребителей. Следовательно, максимизация прибыли возможна только за счет увеличения объемов производства лен-

ты из углеродистых и низколегированных марок стали, поскольку качество данных видов продукции удовлетворяет требованиям потребителей.

Если отказаться от второй (и даже третьей) прокатки, третьего и последующих отжигов при производстве тонкого проката из углеродистых и низколегированных марок стали и передавать подкат для последующей обработки в ЦЛХП, то может быть достигнута существенная разгрузка прокатного и термического отделений, а также отделения отделки ЛПЦ-8.

Результаты расчетов показали, что участок колпаковых печей продолжает оставаться «узким местом», при этом доступное время на нем увеличилось более чем на тысячу часов. За это время можно дополнительно произвести 347,13 т ленты из стали марки 65Г. Коэффициент загрузки после проведения мероприятия составил 1,67%.

При этом показатель маржинального дохода в единицу работы узкого места по данному виду продукции увеличился в полтора раза, поскольку производительность печей возросла до 0,29 т/ч.

В этом случае показатели средневзвешенного потока прибыли и эффективности равны:

$$ПП_{ф.вз.1} = 2912,5 \text{ руб./ч};$$

$$ПП_{ф.вз.2} = 4477,5 \text{ руб./ч}.$$

$$\Delta ПП_{ф.вз. \text{ месяц}} = 6342738,7 \text{ руб./месяц}.$$

$$\Xi = 63,4 \text{ руб./руб.}$$

28 мая 2007 г. в 10 ч в ЦЛХП ОАО «ММК-МЕТИЗ» была осуществлена прокатка одного опытного рулона ленты массой 3 т из стали марки 65Г (плавка № 105514) 0,8×18 мм по ГОСТ 2283-79 из холоднокатаного подката на четырехклетевом и двадцативалковом станах. Прокатка проводилась в соответствии с предложенной технологией:

1. На четырехклетевом стане 400 была осуществлена прокатка холоднокатаного подката (ленты) размера 1,5×210 мм из стали 65Г на толщину 0,90 мм.

2. На 20-валковом стане 400 прокатана холоднокатаная лента размерами 0,90×210 мм (сразу после четырехклетьевого стана) на готовую толщину 0,80 мм. При этом установку толщины в чистовом проходе (с учетом минусового поля допуска по толщине для ленты – 0,05 мм) устанавливать 0,78 мм.

3. Отжиг холоднокатаной ленты размерами 0,8×210 мм из стали 65Г осуществлен в электрической колпаковой печи по режиму, принятому для отжига ленты из стали марки 08Ю по ТУ 14-4-151-82 с состоянием материала ОВГ.

4. Дрессировку отожженной холоднокатаной ленты размерами 0,8×210 мм из стали марки 65Г произведена на двухклетевом стане на одной (второй) клети (при вываленных валках первой клети) с относительным обжатием 1%, поддерживая толщину ленты после дрессировки в диапазоне 0,77–0,78 мм. Пробы для механических испытаний отбирали с заднего конца дрессированного участка рулона на стане, когда толщина ленты перед дрессировкой еще не более 0,80 мм.

Фрагмент таблицы приоритетности продукции ЛПЦ-8 по критерию планируемой прибыли от товарного выпуска

Наименование продукции	Отпускная цена 1 тонны, руб.	Прямые затраты на 1 тонну, руб.	Производительность печи, т/ч	Поток прибыли (показатель приоритетности), руб./ч
Лента стальная холоднокатаная, 15, лента, рул., 1,7, 180	25680	5189	0,725	14856
Лента стальная холоднокатаная, 10ЮА, лента, рул., 1,8, 62	22780	5293	0,82	14340
Лента стальная холоднокатаная, 10ЮА, лента, рул., 1,0, 45	21150	5093	0,82	13167
Лента стальная холоднокатаная, 65Г, лента, рул., 1,5, 90	17790	4933	0,21	2758
Лента стальная холоднокатаная, 65Г, лента, рул., 1,3, 80	17790	4933	0,21	2758

5. Продольная резка дроссированной холоднокатаной ленты размерами 0,8×210 мм на заказанную ширину 18 мм произведена на агрегате НА-403 на 11 полос.

По результатам прокатки было принято решение о возможности получения требуемой толщины ленты 0,8 мм только на четырехклетевом стане без использования двадцативалкового стана. При этом установку толщины в четвертой клетки стана задали величиной 0,78 мм. По измененной технологии прокатано три рулона ленты из стали марки 65Г общим весом около 16 т.

Установлено, что качество ленты из стали марки 65Г размером 0,8×18 мм соответствует ГОСТ 2283-79 «Лента холоднокатаная из инструментальной и пружинной стали».

Таким образом, подобная система дает четкий механизм выбора приоритетности мероприятий в области качества, что позволит добиться оправданного с экономической точки зрения качества за счет эффективного распределения имеющихся в наличии у предприятия ресурсов.

Список литературы

List of literature

1. Версан В.Г. Сильные и слабые стороны стандартов ИСО серии 9000 новой версии: стратегия введения в действие // Стандарты и качество. 2001. № 12.
2. Лapidус В.А. Доктор Дж. Джуран критикует стандарты ИСО серии 9000 // Стандарты и качество. 1999. № 11. С. 71–75.
3. Седдон Дж. Стандарты ИСО серии 9000: болезнь экономики? // Деловое совершенство. 2005. № 4. С. 8–13.
4. Свиткин М.З. Интегрированные системы менеджмента // Стандарты и качество. 2004. № 2. С. 56–61.
5. Кабаков Ю.Б. Построение системы менеджмента организации: 1 система, 2 слоя, 3 шага, 5 граней, 8 принципов... // Стандарты и качество. 2006. № 4. С. 70–75.

1. Versan V.G. Advantages and disadvantages of ISO standards 9000 series of new edition: introduction strategy // Standards and quality. 2001. № 12.
2. Lapidus V.A. Dr. G. Juran criticizes ISO standards 9000 series // Standards and quality. 1999. № 11. P. 71–75.
3. Seddon G. ISO standards 9000 series: economical disease? Business perfection. 2005. № 4. P. 8–13.
4. Svitkin M.Z. Integrated management system // Standards and quality. 2004. № 2, P. 56–61.
5. Kabanov Y.B. Management system of the organization: 1 system, 2 layers, 3 steps, 5 sides, 8 principles... // Standards and quality. 2006. № 4. P. 70–75.

УДК 621.778

Корчунов А.Г.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ТРАНСФОРМАЦИИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ИЗДЕЛИЙ В ПРОЦЕССАХ ОБРАБОТКИ

Подавляющее большинство технологических процессов производства металлических изделий (метизов) базируется на взаимодействии методов различной физической природы: пластической деформации, термической обработки, обработки резанием, химической обработки и других [1, 2]. Последовательность включения тех или иных методов обработки в технологическую цепочку определяется на основе знаний о качественном и количественном их влиянии на свойства металла при решении конкретной технологической задачи. При проектировании маршрутной технологии обработки первоначально решается задача по оценке характера трансформации показателей качества металла в соответствии с назначением технологического метода. Последующий этап базируется на определении необходимой степени количественной трансформации показателей качества и построении на этой основе результирующих режимов обработки, обеспечивающих заданный уровень эксплуатационных свойств готовой продукции.

Специфической особенностью технологических процессов метизного производства, реализующих методы различной физической природы, является существенная немонотонность изменения значений показателей качества обрабатываемого металла. В свою очередь, это затрудняет создание сквозных математических мо-

делей описания характера их трансформации, позволяющих прогнозировать и направленно формировать требуемые свойства изделий в ходе обработки.

В данной работе предложено выполнять описание трансформации показателей качества металла в процессах обработки различной физической природы через коэффициент оперативного наследования, количественно отражающий «копирование», увеличение, уменьшение или «ликвидацию» значения *i*-го показателя качества в ходе выполнения *j*-й технологической операции:

$$\beta_{ij} = \frac{K_{ij}}{K_{i(j-1)}} - 1, \tag{1}$$

где K_i – значение показателя качества металла после *j*-й и (*j*-1)-й операции.

Характер трансформации показателей качества металла в ходе какой-либо операции технологического процесса по выражению (1) можно представить в графическом виде (рис. 1).

Видно, что описание характера трансформации показателей качества получает ясный физический смысл: при $\beta_{ij}=0$ значение *i*-го показателя качества после выполнения технологической операции соответствует ис-

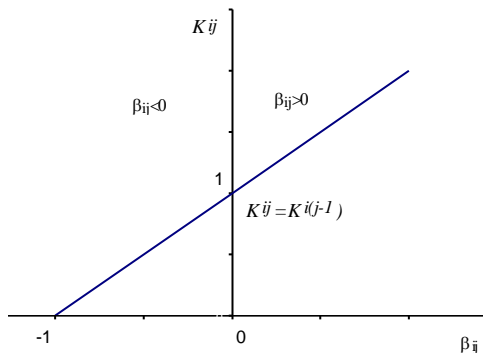


Рис. 1. Описание характера трансформации показателей качества через коэффициент оперативного наследования

ходному значению $K_{ij} = K_{i(j-1)}$, т.е. имеет место полное «копирование» свойства. При $\beta_{ij} < 0$ наблюдается уменьшение числового значения показателя качества $K_{ij} > K_{i(j-1)}$, а при $\beta_{ij} > 0$ – увеличение $K_{ij} < K_{i(j-1)}$. При $\beta_{ij} = -1$ происходит ликвидация свойства $K_{ij} = 0$.

Таким образом, коэффициент оперативного наследования количественно отражает степень трансформации показателя качества, направление его изменения и чувствительность к технологическим воздействиям различной физической природы.

С учетом (1) суммарный коэффициент оперативного наследования свойств по i -му показателю качества после реализации всего технологического процесса обработки определяется по выражению

$$\beta_{\Sigma i} = \left[\prod_{j=1}^m (\beta_{ij} + 1) \right] - 1, \quad (2)$$

где $j=1 \dots m$, m – общее число технологических операций; $i=1 \dots n$, n – количество показателей качества, принятых к моделированию.

При незначительных трансформациях показателей качества в процессе обработки, когда $|\beta_{ij}| \ll 1$, выражение (2) можно записать в упрощенной форме:

$$\beta_{\Sigma i} = \sum_{j=1}^m \beta_{ij}. \quad (3)$$

Для описания пооперационной трансформации показателей качества металлических изделий в технологических процессах обработки использовали математический аппарат, предложенный в работе [3]. Множество значений показателей качества металла после выполнения j -й технологической операции представили в виде

$$[K_i]_j = [(1 + \beta_i)]_j [K_i]_{j-1}, \quad (4)$$

где $[K_i]_j, [K_i]_{j-1}$ – вектор-столбец значений показателей качества металла K_i после j -й и $(j-1)$ -й технологической операции; $[(1 + \beta_i)]_j$ – матрица коэффициентов трансформации показателей качества металла технологическими методами j -й операции.

Численные значения коэффициентов оперативно-го наследования свойств $(\beta_i)_j$ в (1) являются функцией технологических факторов $(x_1 \dots x_n)$, реализующих тот или иной метод обработки:

$$(\beta_i)_j = f(x_1 \dots x_n). \quad (5)$$

Каждому кортежу показателей качества, сформированному тем или иным технологическим методом, соответствует конкретное сочетание технологических факторов.

Предлагаемый подход к моделированию трансформации показателей качества был реализован на примере технологического процесса производства проката заготовки для изготовления железнодорожных пружинных клемм ОП105. Технология подготовки проката заготовки к формообразующим операциям профиля клеммы включает: сфероидизирующий отжиг горячекатаного подката диаметром 14,0 мм из стали 40С2 на роликовой проходной печи с целью формирования структуры зернистого перлита, обточку на диаметр 12,9 мм на автоматической линии «Кизерлинг» для удаления с поверхности подката дефектов металлургического происхождения и обезуглероженого слоя и рекристаллизационный отжиг для повышения ресурса пластичности стали на операциях холодного формообразования профиля клеммы [4].

Таблица 1

Значения коэффициентов оперативного наследования

Операция	Коэффициент оперативного наследования по выделенному свойству			
	Временное сопротивление разрыву β_{σ_B}	Относительное удлинение β_{δ}	Относительное сужение β_{ψ}	Глубина обезуглероженого слоя β_h
1. Отжиг подката	$-0,3 > \beta_{\sigma_B} > -0,2$	$0,57 > \beta_{\delta} > 0,19$	$0,2 > \beta_{\psi} > 0,07$	$\beta_h < 0,5$
2. Обточка	$0,06 > \beta_{\sigma_B} > 0,05$	$-0,08 > \beta_{\delta} > -0,09$	$\beta_{\psi} < -0,04$	$\beta_h = -1,0$
3. Рекристаллизационный отжиг	$-0,07 > \beta_{\sigma_B} > -0,04$	$0,14 > \beta_{\delta} > 0,02$	$0,03 > \beta_{\psi} > 0,02$	$\beta_h = 0$

Применительно к процессу обработки металла за три технологических перехода модель (4) приобретает вид:

$$\begin{cases} [K_i]_1 = [(1 + \beta_i)]_1 [K_i]_0 \\ [K_i]_2 = [(1 + \beta_i)]_2 [K_i]_1 \\ [K_i]_3 = [(1 + \beta_i)]_3 [K_i]_2 \end{cases}, \quad (6)$$

где $[K_i]_0 = [K_1; K_2; K_3; K_4]^T$ – вектор столбец показателей качества исходного подката; $[K_i]_1 - [K_i]_3$ –

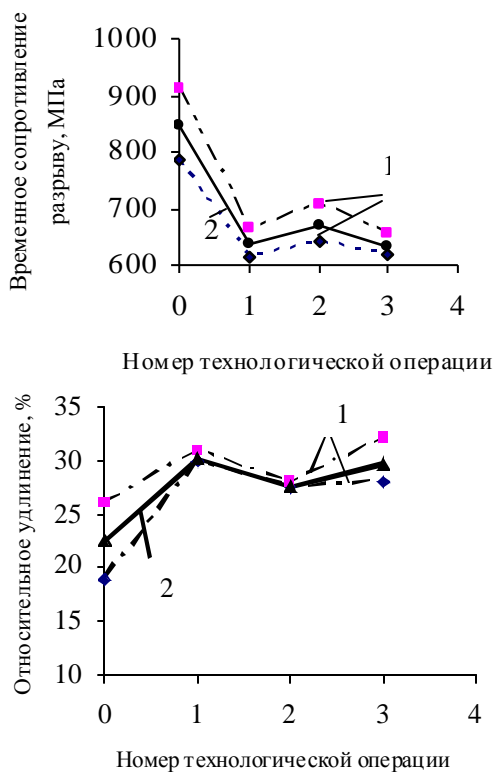


Рис. 2. Тренды трансформации показателей качества стали 40С2 в процессе обработки:

1 – изменение показателя качества в экспериментах;
2 – результаты расчета по модели (7)

векторы столбцы показателей качества металла после сфероидизирующего отжига (индекс 1), обточки (индекс 2), рекристаллизационного отжига (индекс 3).

При моделировании в качестве основных показателей качества были выбраны: K_1 – временное сопротивление разрыву σ_B , МПа; K_2 – относительное удлинение δ , %; K_3 – относительное сужение ψ , %; K_4 – глубина обезуглероженного слоя h , мм.

Список литературы

1. Шахпазов Х.С. и др. Производство метизов. М.: Metallurgy, 1977. 150 с.
2. Производство стальной проволоки: Монография / Х.Н. Белалов, А.А. Клековкин, Н.А. Клековкина и др. Магнитогорск, 2005. 543 с.
3. Васильев А.С., Дальский А.М., Кондаков А.И. Направленное формирование свойств изделий машиностроения. М.: Машиностроение, 2005. 352 с.
4. Проектирование ресурсосберегающих режимов производства калиброванной стали для пружинных клемм / А.Г. Корчунов, В.В. Чукин, В.Н. Лебедев и др. // Вестник МГТУ им.Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 74–76.

В ходе выполненных лабораторных и промышленных исследований по каждому из принятых к моделированию свойству были установлены диапазоны значений коэффициентов оперативного наследования, на основе которых сформирована система технологических ограничений, обеспечивающих заданный уровень качества металла (табл. 1).

С учетом этого математическая модель трансформации показателей качества металла (6) окончательно записывается в виде

$$\begin{bmatrix} K_1 \\ K_2 \\ K_3 \\ K_4 \end{bmatrix}_1 = \begin{bmatrix} (1+\beta_{\sigma_B}) & & & 0 \\ & (1+\beta_{\delta}) & & \\ & & (1+\beta_{\psi}) & \\ 0 & & & (1+\beta_h) \end{bmatrix}_1 \begin{bmatrix} K_1 \\ K_2 \\ K_3 \\ K_4 \end{bmatrix}_0$$

$$\begin{bmatrix} K_1 \\ K_2 \\ K_3 \\ K_4 \end{bmatrix}_2 = \begin{bmatrix} (1+\beta_{\sigma_B}) & & & 0 \\ & (1+\beta_{\delta}) & & \\ & & (1+\beta_{\psi}) & \\ 0 & & & (1+\beta_h) \end{bmatrix}_2 \begin{bmatrix} K_1 \\ K_2 \\ K_3 \\ K_4 \end{bmatrix}_1$$

$$\begin{bmatrix} K_1 \\ K_2 \\ K_3 \\ K_4 \end{bmatrix}_3 = \begin{bmatrix} (1+\beta_{\sigma_B}) & & & 0 \\ & (1+\beta_{\delta}) & & \\ & & (1+\beta_{\psi}) & \\ 0 & & & (1+\beta_h) \end{bmatrix}_3 \begin{bmatrix} K_1 \\ K_2 \\ K_3 \\ K_4 \end{bmatrix}_2$$

На рис. 2 представлены результаты расчета характера трансформации временного сопротивления разрыву и относительного удлинения стали 40С2 в процессе обработки.

Модель позволяет по заданным значениям показателей качества исходного подката направленно формировать рациональные режимы его обработки, обеспечивающие требуемый уровень качества проката-заготовки для формообразования профиля клеммы.

List of literature

1. Shakhmazov K.S. and others. Hardware production. M.: Metallurgy, 1977. 150 p.
2. Steel wire production: monograph / K.N. Belalov, A.A. Klekovkin, N.A. Klekovkina and others. Magnitogorsk, 2005. 543 p.
3. Vasilyev A.S., Dalsky A.M., Kondakov A.I. Directional property formation of engineering articles. M.: Mechanica engineering, 2005. 352 p.
4. Resource saving modes of the calibrating steel for the spring clips/ A.G. Korchunov, V.V.Chuikin, V.N. Lebedev and others // Vestnik MSTU named after G.I. Nosov. 2007. № 1. P. 74–76.

МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

УДК 621.73

Еникеев Ф.У., Рыжков В.Г., Иванцов А.Б., Усанов М.Ю.

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ЭКСПРЕСС-ВЫБОРА И ИДЕНТИФИКАЦИИ ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ СООТНОШЕНИЙ ПРИ ПРАКТИЧЕСКИХ РАСЧЕТАХ

Введение

При решении технологических задач механики обработки металлов давлением (ОМД) возникают две принципиальные проблемы: первая связана с выбором **определяющих соотношений** (ОС), вторая с формулировкой граничных условий. Причина этому – на практике зачастую возникает не проблема построения новых зависимостей, а проблема выбора достаточно простой, но при этом эффективной зависимости из уже имеющихся и получения для нее коэффициентов из достаточно небольшого объема эмпирических данных с приемлемой для практических расчетов погрешностью.

Очевидно, что адекватная математическая модель технологического процесса ОМД не может быть создана, если используются неадекватные ОС – все остальное становится просто бессмысленным. ОС играют ведущую роль в постановке краевой задачи механики ОМД как составляющие математических моделей используемых материалов и должны удовлетворять требованиям общей теории ОС механики деформируемого твердого тела, таким как замкнутость системы уравнений, устойчивость по отношению к некоторым изменениям коэффициентов, оснащенность полным набором методик идентификации и т.д.[1].

С появлением новых материалов, новых структур (например, «нано») известных материалов, значительного увеличения скоростей деформирования возникает необходимость получения или уточнения коэффициентов ОС. Для таких материалов не всегда можно найти даже общую зависимость, либо табличные значения, как и для конкретной редкой марки стали.

Цель данной работы – разработка методики для экспресс-выбора приемлемого ОС при практических расчетах и определения для него коэффициентов по возможно минимальному количеству экспериментальных точек. Исходя из этого, в настоящей работе были поставлены задачи: выбор наиболее рациональных по критерию замкнутости и учитывающих основные сочетания параметров деформации ОС из имеющихся в литературе вариантов, идентификация их по специальным методикам на основе набора экспериментальных данных и проверки адекватности полученных соотношений.

Обзор выбранных для идентификации ОС

Для разработки методики идентификации были приняты из множества существующих ОС пять, т.к. на практике обычно ограничиваются различными их

вариантами, в зависимости от конкретности задачи. Принятые ОС были выбраны с целью определения основных сочетаний параметров, влияющих на сопротивление деформации. Так, согласно [2] текущее значение сопротивления деформации может быть представлено в общем виде как:

$$\sigma = \sigma(T, \varepsilon, \dot{\varepsilon}, \varepsilon(t), x), \quad (1)$$

где T – температура деформации, К; ε – величина (степень) деформации; $\dot{\varepsilon}$ – скорость деформации, с^{-1} ; $\varepsilon(t)$ – закон развития деформации во времени; x – физико-химические свойства материала.

В рамках поставленной задачи пренебрегаем эффектами релаксации, последействия, памяти и изменением свойств материала в ходе пластической деформации. Математически это можно описать выражением вида

$$\sigma = \sigma(T, \varepsilon, \dot{\varepsilon}). \quad (2)$$

Конкретный функциональный вид этой зависимости может быть различным, в зависимости от выбора модели. Так, например, в соответствии с [2] температурная зависимость сопротивления деформации может быть описана законом Курнакова:

$$\sigma = \sigma'_0 \exp(-bT), \quad (3)$$

где σ'_0 – сопротивление деформации, экстраполированное до 0 К, Н/мм^2 ; b – температурный коэффициент, К^{-1} .

Зависимость сопротивления деформации от степени деформации может быть описана, например, законом Целикова [2]:

$$\sigma = \sigma_0 + (D/\eta) \cdot [1 - \exp(-\eta\varepsilon)], \quad (4)$$

где D – модуль упрочнения при пластической деформации, Н/мм^2 ; η – условная относительная скорость релаксации; σ_0 – предел текучести, Н/мм^2 .

Для описания зависимости сопротивления деформации от температуры и степени деформации рассмотрим конкретизацию функциональной зависимости (1), представляющую собой комбинацию законов Курнакова (2) и Целикова (3):

$$\sigma = \left\{ \sigma_0 + (D/\eta) \cdot [1 - \exp(-\eta\varepsilon)] \right\} \exp(-bT). \quad (5)$$

Это выражение может применяться к процессам,

протекающим с постоянной скоростью деформации, причем материальные постоянные b , σ_0 , D и η должны быть определены именно для этого значения скорости деформации.

Зависимость сопротивления деформации от скорости и степени деформации описывается в литературе выражением вида [3]

$$\sigma = \sigma_0 + K \varepsilon^n \dot{\varepsilon}^m, \quad (6)$$

где K – константа, зависящая от температуры деформации, Н/мм²; n – параметр деформационного упрочнения; m – параметр скоростного упрочнения.

Анализ результатов исследования [4] показал, что данная эмпирическая формула наиболее близка к экспериментальным данным.

Аналогичное по структуре определяющее соотношение выражает следующую хорошо известную инженерную формулу [4–6]:

$$\sigma = K \xi^m e^n, \quad (7)$$

где e – параметр Оджвиста (степень деформации), определяемый выражением:

$$e = \int_0^t \xi(\tau) d\tau. \quad (8)$$

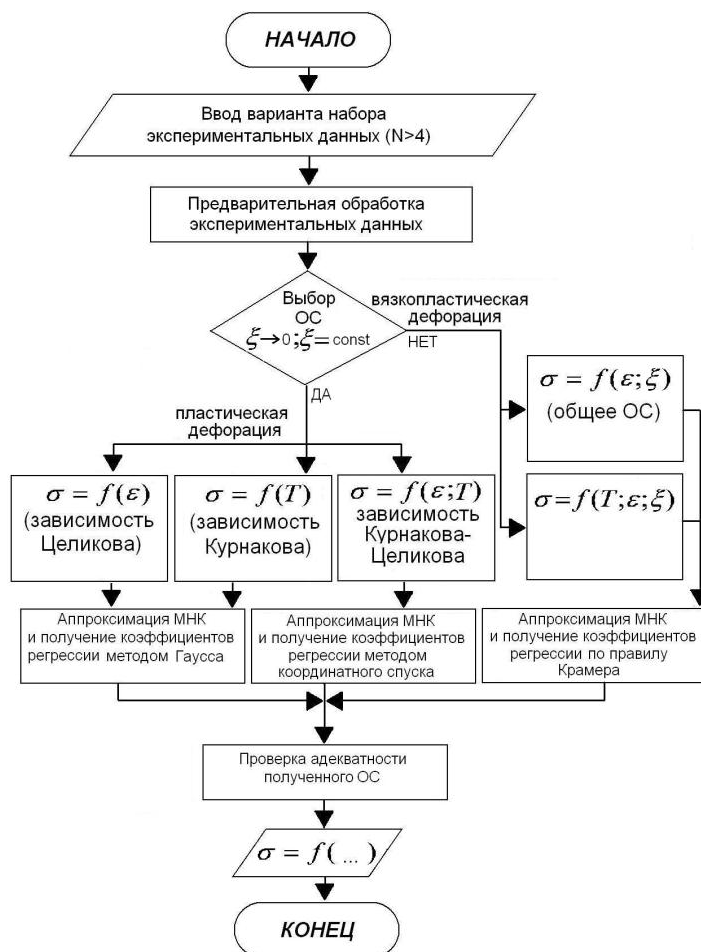


Рис. 1. Укрупненные блок-схемы алгоритмов выбора и идентификации ОС

Соотношение (7) довольно широко применяется в инженерной практике: изданы справочники [4, 6, 7], в которых в табличной форме приведен обширный материал для коэффициентов K , m и n , входящих в (7), некоторые сведения приведены в книге [8]. В.Л. Колмогоров [5] считает, что точность расчетов сопротивления деформации некоторых марок стали по такой формуле "во многих случаях удовлетворяет практику".

В большинстве процессов ОМД в процессе деформации протекают также структурные превращения на различных уровнях, поэтому в перспективе представляется возможным также ввод в ОС дополнительных кинетических зависимостей, учитывающих эволюцию структуры [9].

На основе произведенного анализа литературных данных [2–9] сделан отбор четырех ОС (3)–(6) с целью возможности обработки широкого, по сочетанию учитываемых факторов, массива данных. Учет в одном из частных случаев (6) температурного фактора далее даст пятую из рассматриваемых зависимостей (11). В перспективе возможно рассмотрение изменения структуры при деформации, описанное в работе [9].

Методика определения выбранных материальных констант ОС

После выбора варианта ОС (рис. 1) необходимо его идентифицировать, то есть определить входящие в него коэффициенты (материальные постоянные). На практике, как правило, используются результаты одноосных испытаний, проводимых на стандартном оборудовании в различных диапазонах температур и нагрузок, которые выбираются исходя из их типичных значений, ожидаемых в ходе реализации моделируемого технологического процесса ОМД.

В табл. 1 приведены значения коэффициентов регрессии σ_0 и b в одном из наиболее простых вариантов ОС (в модели Курнакова), рассчитанные нами методами линейного регрессионного анализа по известным экспериментальным данным [2, 3]. Прологарифмировав уравнение (3), в соответствии с методом наименьших квадратов, получим сумму.

$$\Phi(a, b) = \sum_{i=1}^N [\ln \sigma_i - a + b \cdot T_i]^2 \rightarrow \min, \quad (9)$$

где $a = \ln \sigma_0$ и b – некоторые неизвестные коэффициенты.

Условием минимума функции $\Phi(a, b)$ является равенство нулю частных производных по a и b . Это дает систему двух уравнений с двумя неизвестными, которую решаем по правилам Крамера.

Коэффициенты регрессии для объединенного закона Курнакова-Целикова находятся путем аппроксимации экспериментальных данных из [8] методом покоординатного спуска [11]. Минимизируя функцию Φ , получаем систему из четырех нелинейных уравнений относительно четырех неизвестных b , σ_0 , D и η . Для нее неприменимы правила Крамера, поэтому коэффициенты регрессии нужно искать, непосредственно минимизируя Φ методом покоординатного спуска. Так, например, для стали 12X18H9 при $\dot{\varepsilon} = 0,4 \text{ с}^{-1}$ коэффициенты

оказались равными $\sigma_0 = 311 \text{ Н/мм}^2$, $D = 6232 \text{ Н/мм}^2$, $\eta = 4,67$ и $b = 0,00167 \text{ К}^{-1}$. Среднеквадратическое отклонение при этом составило 8%.

Соотношения (6) и (7), по-видимому, являются одними из наиболее полных с точки зрения замкнутости системы уравнений. Учет влияния температурного фактора в данных ОС может быть достигнут использованием известного [4, 12, 13] соотношения, выраженного в экспоненциальной форме через множитель Аррениуса [9].

$$K = K_0 \exp\left(\frac{Q}{RT}\right). \quad (10)$$

Поэтому в рамках проведенной работы предложено вместо ОС (7) рассмотреть ОС (11), учитывающее зависимость (10). Полученное ОС (11) позволяет наиболее полно учесть основные факторы, влияющие на сопротивление деформации – определить параметры скоростного и деформационного упрочнения, энергии активации процесса пластической деформации. Методика идентификации, приводимая ниже, применима для решения исходных соотношений (6), (7).

$$\sigma = K \xi^m (1 + \varepsilon)^n = K_0 \xi^m (1 + \varepsilon)^n \exp\left(\frac{Q}{RT}\right), \quad (11)$$

где K_0 – предэкспоненциальный множитель, Н/мм^2 ; Q – энергия активации процесса пластической деформации, Дж; R – универсальная газовая постоянная.

Уравнение (11) можно записать также в ином виде

$$\sigma = \hat{K} \xi^{\hat{m}} \varepsilon^{\hat{n}} = \hat{K}_0 \xi^{\hat{m}} \varepsilon^{\hat{n}} \exp\left(\frac{\hat{Q}}{RT}\right). \quad (12)$$

Описанная ниже методика идентификации соотношения (11) применима и к соотношению (12), для чего необходимо произвести в них замену переменных $1 + \varepsilon \rightarrow \varepsilon$.

Уравнение (11) задает четырехпараметрическую поверхность в пространстве переменных σ – ξ – ε – T , предполагая, что все четыре параметра (K_0 , m , n и Q) являются постоянными материала: $K_0 = \text{const}$, $m = \text{const}$, $n = \text{const}$, $Q = \text{const}$. Решаем задачу определения эти постоянных по минимальному набору экспериментов.

Пусть имеется следующий набор экспериментальных данных:

$$\sigma_i; \xi_i; T_i; \varepsilon_i, \text{ где } i = 1, 2, \dots, N. \quad (13)$$

По имеющемуся набору данных необходимо определить значения материальных констант K_0 , m , n и Q , которые позволили бы наилучшим образом описать набор данных посредством уравнения (11). Принимаем, что для этого необходимо иметь не менее четырех экспериментальных точек $\sigma_i, \xi_i, T_i, \varepsilon_i$ $i=1, 2, \dots, N$, где $N \geq 4$. Но для этого годны не любые четыре точки: например, если все они измерены при одной температуре, то очевидно, что по этим данным будет невозможно определить фактор температуры – энергию активации Q . Аналогичное замечание касается и других двух переменных. Таким образом, все наборы точек, которые имеют одно и то же значение любой из четырех переменных (σ , ξ , ε или T), не

годятся для определения всех четырех констант.

В табл. 2 приведены некоторые варианты минимального набора экспериментальных данных ($N=4$), по которым можно определить все четыре постоянные K_0 , m , n и Q , входящие в определяющее соотношение (11). Все они удовлетворяют определенному выше математическому критерию ($N \geq 4$, различие значений по каждому из факторов), однозначную формулировку которого дает описываемая ниже методика.

Перепишем соотношение (11) в виде

$$\ln \sigma = \ln K_0 + m \ln \xi + n \ln(1 + \varepsilon) + \frac{Q}{RT}. \quad (14)$$

Тогда в качестве целевой может быть выбрана

Таблица 1

Значения материальных постоянных σ_0 и b в модели Курнакова

Материал	σ'_0 , кгс/мм ²	b , град ⁻¹	Диапазон температур, °С	ε , %
Ст3	868	4,1·10 ⁻³	400–1200	10
Сталь 20	730	4,0·10 ⁻³	400–1200	17
Сталь 40	1180	4,3·10 ⁻³	400–1200	15
12Х18Н9ТЛ [10]	1090	1,57·10 ⁻³	400–700	8
12Х18Н9Т	972 4033	5,1·10 ⁻³ 5,3·10 ⁻³	650–1200 650–1200	15 15
Сталь 08	455	4,2·10 ⁻³	300–600	11
Сталь 20Х	810	4,33·10 ⁻³	300–1200	27
Сталь 40Х	349	2,6·10 ⁻³	300–800	11
18ХНВА	5300	3,51·10 ⁻³	400–1200	33
Медь	65,6 57,9 56,9	2,83·10 ⁻³ 2,7·10 ⁻³ 2,68·10 ⁻³	20–700 20–700 20–700	12 12 12
АМг	245	7,4·10 ⁻³	150–370	14
АМг6	153	4,3·10 ⁻³	150–300	5
МА8 (вдроль прокатки)	33,3	5,4·10 ⁻³	20–450	13
Д16	411	5,3·10 ⁻³	100–300	20
Д18П	70,8	2,7·10 ⁻³	20–300	5

Таблица 2

Минимальные наборы экспериментальных данных

Набор I	Набор II	Набор III	Набор IV	Набор V
$\varepsilon_1, \xi_1, T_1$	$\varepsilon_1, \xi_1, T_1$	$\varepsilon_1, \xi_1, T_1$	$\varepsilon_1, \xi_1, T_1$	$\varepsilon_1, \xi_1, T_1$
$\varepsilon_2, \xi_1, T_1$	$\varepsilon_2, \xi_2, T_1$	$\varepsilon_2, \xi_1, T_1$	$\varepsilon_2, \xi_1, T_1$	$\varepsilon_2, \xi_1, T_1$
$\varepsilon_1, \xi_2, T_1$	$\varepsilon_1, \xi_2, T_1$	$\varepsilon_1, \xi_2, T_2$	$\varepsilon_1, \xi_2, T_1$	$\varepsilon_1, \xi_2, T_1$
$\varepsilon_1, \xi_1, T_2$	$\varepsilon_1, \xi_1, T_2$	$\varepsilon_1, \xi_1, T_2$	$\varepsilon_2, \xi_1, T_2$	$\varepsilon_2, \xi_2, T_2$

Таблица 3

Минимальный набор экспериментальных данных

Номер набора	Напряжение σ , Н/мм ²	Скорость деформации $\dot{\xi}$ с ⁻¹	Степень деформации ε	Температура T , К
1	65,7·10 ⁶	0,40	0,2	1273
2	50,0·10 ⁶	0,35	0,4	1373
3	49,0·10 ⁶	0,40	0,2	1373
4	39,2·10 ⁶	0,45	0,4	1473

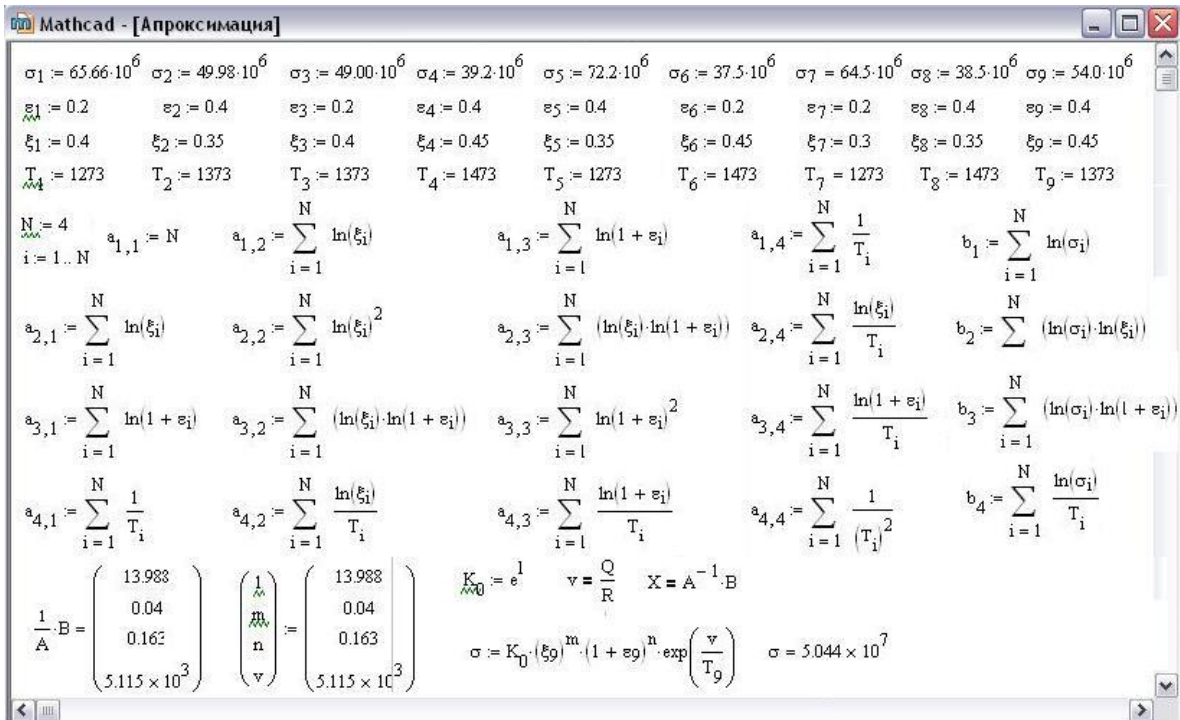


Рис. 2. Определение материальных констант по методу Гаусса

следующая функция:

$$\begin{aligned} \Phi(K_0, m, n, Q) &= \\ &= \sum_{i=1}^N \left[\ln \sigma_i - \ln K_0 - n \ln(1 + \varepsilon_i) - \right. \\ &\left. - m \ln \xi_i - \frac{Q}{RT_i} \right]^2 \rightarrow \min. \end{aligned} \quad (15)$$

Необходимое условие экстремума функции многих переменных – равенство нулю всех ее частных производных

$$\frac{\partial \Phi}{\partial K_0} = 0, \quad \frac{\partial \Phi}{\partial m} = 0, \quad \frac{\partial \Phi}{\partial n} = 0, \quad \frac{\partial \Phi}{\partial Q} = 0. \quad (16)$$

Подставим соотношение (15) в (16), получим систему из четырех уравнений, которую можно представить в матричном виде

$$AX = B; \quad (17a)$$

в компонентном виде

$$a_{ij}x_j = b_i. \quad (17b)$$

Система данных уравнений (17) представляет собой линейную систему из четырех уравнений относительно четырех неизвестных. Для ее решения можно использовать, например, метод Гаусса с выбором главного элемента.

Математический критерий, которому должны удовлетворять исходные данные для однозначного решения методом Гаусса:

$$\det A \neq 0. \quad (18)$$

Проверка программы (рис. 2) осуществлялась стандартным образом: для некоторого материала задавались значения материальных постоянных. Для примера, в табл. 3 приведем вариант минимального ($N=4$) набора экспериментальных данных для стали 45 [4].

Из расчетов для минимального набора данных ($N=4$) были определены коэффициенты: $K_0=1,2 \cdot 10^6$, $m=0,04$, $n=0,163$ и $Q=42,5 \cdot 10^3$ и получено уравнение, задающее поверхность в пространстве переменных σ – ξ – ε – T .

$$\sigma = 1,2 \cdot 10^6 \xi^{0,04} \varepsilon^{0,163} \exp\left(\frac{5,115 \cdot 10^3}{T}\right). \quad (19)$$

Последующий расчет для большего набора данных $N>4$ (табл. 4) показал нехарактерность основному ряду констант, найденных по минимальному набору опытных данных, что, наряду с показанной высокой величиной ошибки, дает основание говорить о рекомендуемой применимости метода при $N \geq 5$.

Проверка точности полученных математических моделей в области задаваемых эмпирических данных дала среднюю арифметическую ошибку между эмпирическими и расчетными

Таблица 4

Значения материальных констант K_0 , m , n и Q

Константа	N=4	N=5	N=6	N=7	N=8	N=9
K_0	$1,19 \cdot 10^6$	$0,721 \cdot 10^6$	$0,81 \cdot 10^6$	$0,80 \cdot 10^6$	$0,804 \cdot 10^6$	$0,775 \cdot 10^6$
m	0,04	0,094	0,082	0,122	0,166	0,159
n	0,163	0,454	0,391	0,421	0,423	0,474
Q/R	$5,115 \cdot 10^3$	$5,772 \cdot 10^3$	$5,634 \cdot 10^3$	$5,686 \cdot 10^3$	$5,667 \cdot 10^3$	$5,759 \cdot 10^3$

данными в 8,5% для $N=4$ и 0,6% для $N=9$ соответственно, что вполне допускает возможность использования представленного метода для выбора ОС при описании реологического поведения металла. При значительном увеличении диапазона используемых опытных данных по какому-либо параметру, например по параметру ξ до $\xi=0,1 \dots 4,0 \text{ с}^{-1}$, теряется стабильность показаний, хотя с достоверностью 80% соблюдается интервал погрешности в 10% при $N=7 \dots 9$, что является вполне допустимым при определении параметров процесса деформации в практических расчетах.

Выводы

1. Разработана методика, основой которой является алгоритм, реализованный в MathCad, позволяющий определить материальные константы, входящие в ОС. Методика предполагает выбор ОС для практических расчетов по критерию приемлемости для имеющегося набора данных и определение для него коэффициентов по возможно минимальному количеству экспериментальных точек.

2. Выбраны пять типов ОС, представленные в работе, которые отражают основные стороны развития процесса обработки давлением в различных случаях при

пластическом и вязкопластическом состоянии металла.

3. Решение задачи поиска констант для случаев реологической зависимости от простейших, как, например, $\sigma = \sigma(T)$, до $\sigma = \sigma(T, \epsilon, \xi)$ показало возможность использования выбранных методик идентификации ОС при постановке краевых задач теории пластичности.

4. ОС, учитывающие большее количество факторов, усложняют методику решения и сужают область адекватного отражения соответственно от выделения общих эмпирических формул [4] для целых групп сталей по простейшей зависимости $\sigma = \sigma(\epsilon)$ и получения по $\sigma = \sigma(T)$ значений материальных констант для широкого диапазона факторов (см. табл. 1) до получения четырехпараметрической зависимости $\sigma = \sigma(T, \epsilon, \xi)$ для узкого диапазона выбранных параметров.

5. Зависимость (11), как функция $\sigma = \sigma(T, \epsilon, \xi)$, является наиболее полной из рассмотренных в работе с точки зрения замкнутости систем уравнений. Минимальное количество экспериментальных точек, рекомендуемое к использованию при ее идентификации по методу Гаусса, – не менее пяти.

Список литературы

1. Ильюшин А.А. Механика сплошной среды. М.: Изд-во Моск. ун-та, 1990. 310 с.
2. Полухин П.И., Гун Г.Я., Галкин А.М. Сопротивление пластической деформации металлов и сплавов. М.: Металлургия, 1986. 488 с.
3. Wray P.J. Tensile Plastic Instability at Elevated Temperatures and Its Dependence upon Strain Rate // J.of Appl. Phys. 1970. V. 41. No. 4. P. 3347–3352.
4. Третьяков А.В., Зюзин В.И. Механические свойства металлов и сплавов при обработке давлением. М.: Металлургия, 1973. 224 с.
5. Колмогоров В.Л. Механика обработки металлов давлением. М.: Металлургия, 1986. 688 с.
6. Зюзин В.И., Бровман М.Я., Мельников А.Ф. Сопротивление деформации сталей при горячей прокатке. М.: Металлургия, 1964. 270 с.
7. Теория прокатки: Справочник / А.И. Целиков, А.Д. Томленов, В.И. Зюзин и др. М.: Металлургия, 1982. 334 с.
8. Полухин П.И., Гун Г.Я., Галкин А.М. Сопротивление пластической деформации металлов и сплавов. М.: Металлургия, 1986. 488 с.
9. Реологические модели как основной элемент моделирования процессов обработки металлов давлением / Смирнов О.М., Тулупов С.А. и др. // Вестник МГТУ им. Г.И.Носова. 2008. № 2. С. 45–52.
10. Журавлев В.Н., Николаева О.И. Машиностроительные стали: Справочник. М.: Машиностроение, 1981.
11. Калиткин Н.Н. Численные методы. М.: Наука, 1978.
12. Сторожев М.В., Попов Е.А. Теория обработки металлов давлением. М.: Машиностроение, 1977. 423 с.
13. Сулима А.М., Шулов В.А., Ягодкин Ю.Д. Поверхностный слой и эксплуатационные свойства деталей машин. М.: Машиностроение, 1988. 240 с.

List of literature

1. Ilyushin A.A. Mechanics of continuous medium. M.: Published by Moscow University, 1990. 310 p.
2. Polukhin P.I., Gun G.Y., Galkin A.M. Resistance to the plastic deformation of metals and alloys. M.: Metallurgy, 1986. 488 p.
3. Wray P.J. Tensile Plastic Instability at Elevated Temperatures and Its Dependence upon Strain Rate // J.of Appl. Phys. 1970. V. 41. No. 4. P. 3347–3352.
4. Tretyakov A.B., Zuzin V.I. Mechanical properties of metals and alloys in metal forming. M.: Metallurgy, 1973. 224 p.
5. Kolmogorov V.L. Mechanics of metal forming. M.: Metallurgy, 1985. 668 p.
6. Zuzin V.I., Brovman M.Y., Melnikov A.F. Resistance to metal deformation in hot rolling. M.: Metallurgy, 1964. 270 p.
7. Rolling theory: Reference book / A.I. Tselikov, A.D. Tolmenov, V.I. Zuzin and others. M.: Metallurgy, 1982. 334 p.
8. Polukhin P.I., Gun G.Y., Galkin A.M. Resistance to the plastic deformation of metals and alloys. M.: Metallurgy, 1986. 488 p.
9. Rheological model as a main element of the metal forming modeling / Smirnov O.M., Tulupov S.A. and others // Vestnik of MSTU named after G.I.Nosov. 2008. № 2. P. 45–52.
10. Zhuravlev V.N., Nikolaeva O.I. Engineering steel: Ref. book. M.: Mechanical engineering, 1981.
11. Kalitkin N.N. Numerical models. M.: Science, 1978 p.
12. Storozhev M.V., Popov E.A., Metal forming theory. M.: Mechanical engineering, 1971. 423 p.
13. Sulima A.M., Shulov V.A., Yagodin Y. D. Surface coating and service properties of machine elements. M.: Mechanical engineering, 1988. 240 p.

ТРАНСПОРТ. ДОРОЖНОЕ ХОЗЯЙСТВО. ОРГАНИЗАЦИЯ ПЕРЕВОЗОК

УДК 629.017.113

Кубатбек Муктарбек уулу

АНАЛИЗ И СИНТЕЗ ПОФАЗНОГО ПРОЕЗДА ПЕРЕКРЕСТКА НА ЦЕНТРАЛЬНЫХ УЛИЦАХ ГОРОДА БИШКЕК

Распад Советского Союза отрицательно повлиял на развитие транспортного сектора Центральной Азии. В настоящее время стало очевидно, что все труднее удержать вопросы данного направления, не смотря на то, что решение проблем дорожного движения является приоритетной задачей государственного масштаба.

Рост количества автомобилей ведет к увеличению интенсивности движения, что в условиях города Бишкек с исторически сложившейся застройкой приводит к возникновению транспортной проблемы. Особенно остро она проявляется на основных перекрестках города. Здесь увеличиваются транспортные задержки, образуются очереди и заторы, что вызывает снижение скорости сообщения, приводя к неоправданным перерасходам топлива и повышенному изнашиванию узлов и агрегатов транспортных средств.

Переменный режим движения, вызванный частыми остановками и чрезмерным скоплением автомобилей на перекрестках, является причиной повышенного загрязнения воздушного бассейна города продуктами неполного сгорания топлива. Городское население постоянно подвержено воздействию транспортного шума и отработанных газов.

Рост интенсивности транспортных и пешеходных потоков непосредственно сказывается также на безопасности дорожного движения. Свыше 60% всех дорожно-транспортных происшествий (ДТП) приходится на города и другие населенные пункты. При этом на перекрестках, занимающих незначительную часть территории города, концентрируется более 30% всех ДТП [3].

Обеспечение быстрого и безопасного движения в современных городах требует применения комплекса мероприятий архитектурно-планировочного и организационного характера.

К числу архитектурно-планировочных мероприятий относятся строительство новых и реконструкция существующих улиц, проездов и магистралей, строительство транспортных пересечений в разных уровнях, пешеходных тоннелей, объездных дорог вокруг городов для отвода транзитных транспортных потоков и т. д.

Организационные мероприятия способствуют упорядочению движения на уже существующей (сложившейся) улично-дорожной сети. К числу таких мероприятий относятся введение одностороннего движения, кругового движения на перекрестках, организация пешеходных переходов и пешеходных зон, автомобильных стоянок, остановок общественного транспорта и др. [3].

В то время как реализация мероприятий архитек-

турно-планировочного характера требует, помимо значительных капиталовложений, довольно большого периода времени, организационные мероприятия способны привести хотя и к временному, но сравнительно быстрому эффекту. В ряде случаев организационные мероприятия выступают в роли единственного средства для решения транспортной проблемы. Речь идет об организации движения в центральных кварталах города Бишкек, которые в силу своей планировки уже не подлежат к расширению дорог. Кроме того, развитие улично-дорожной сети напрямую связано с ликвидацией зеленых насаждений, что не всегда является целесообразным решением. Следует учесть тот факт, что в настоящее время зеленые насаждения являются основными средствами очищения воздуха города.

При реализации мероприятий по организации движения особая роль принадлежит внедрению технических средств: дорожных знаков и дорожной разметки, средств светофорного регулирования, дорожных ограждений и направляющих устройств. При этом надо отметить, что светофорное регулирование является одним из основных средств обеспечения безопасности движения на перекрестках. Количество перекрестков, оборудованных светофорами, в крупнейших городах мира с высоким уровнем автомобилизации непрерывно возрастает и достигает в некоторых случаях соотношения один светофорный объект на 1,5–2,0 тыс. жителей города [3].

В данной работе предложены альтернативные варианты решения задач по улучшению развития дорожного транспорта в Бишкеке с помощью организационных мероприятий, где описаны пути внедрения спланированных изменений для транспортного сектора, который смог бы стать моделью для Кыргызстана. Для достижения поставленных целей запланировано изучение и анализ дорожного транспорта Кыргызстана. Для более детального изучения необходимы исследования нарастающих проблем данного направления, основные из них перечислены ниже:

1. Анализ и синтез существующих проблем, имеющихся в секторе общественного транспорта в больших городах Кыргызстана.

2. Изучение двухфазных светофоров, не соответствующих требованиям оживленных перекрестков городов Кыргызстана.

3. Неэффективное использование горизонтальных дорожных разметок на проезжей части.

Остановившись на изучении альтернативных путей решения вышеперечисленных проблем, этот труд

будет охватывать нижеследующие задачи:

1. Исследование и анализ транспортной системы Кыргызстана, установленной и налаженной во время существования Советского Союза, преимущества, недостатки и существующие проблемы.

2. Исследование и анализ оживленных перекрестков города Бишкек и в соответствии с правилами дорожного движения Кыргызской Республики дальнейшего внедрения трехфазных светофоров, на линзах которых нанесены стрелки. Предложения по эффективному нанесению горизонтальной дорожной разметки 1.18 «стрелки» в соответствии с правилами дорожного движения Кыргызской Республики.

3. Эффективное использование имеющейся инфраструктуры городов (дорог, тротуаров и т.д.) без кардинальных изменений, разрушением архитектурных сооружений.

Кыргызстан, как и ряд других стран Центральной Азии, несет груз общих проблем автомобильного транспорта. Столица Кыргызстана, Бишкек имела более восьми предприятий общественного транспорта. Нынешняя транспортная система фактически не отвечает изменяющемуся темпу развития регионального и международного рынка, таким образом, тормозит торговое и экономическое развитие страны. Столица Кыргызстана имеет в настоящее время неслаженную систему общественного транспорта. Одним из эффективных транспортных средств города Бишкек являются троллейбусные предприятия, которые теоретически могли бы вполне успешно перенять объем потребности общественного транспорта города. Но проблема заключается в том, что троллейбусная сеть инфраструктуры в данное время не может существенно расширяться, чтобы перенять нагрузку автобусов и микроавтобусов. Положительных результатов в решении вышеизложенных проблем нужно достигать с поддержкой населения.

Вышеперечисленные пункты подталкивают на исследование и нахождение различных путей решения проблем. Следует попытаться возвратиться в город большие, двухсекционные автобусы, троллейбусы и по возможности отказаться от микроавтобусов, которые по своим техническим показателям и размерам уже не соответствуют размеру города. Нужно также иметь в виду, что нельзя пассажира заставлять использовать общественный транспорт. А пока не решится вопрос с общественным транспортом, горожане будут использовать частные автомобили все интенсивнее, усугубляя проблему города. Для привлечения людей к общественному транспорту нужно достичь компетентности по сравнению с частным автомобилем. Например, ежедневное использование автомобиля во много раз дороже, чем общественный транспорт, а превышение интенсивности автомобильных потоков приводит к резкому увеличению числа ДТП, связанных с увеличением конфликтных ситуаций с пешеходами и другими участниками дорожного движения. График движения всей линии маршрута города можно предоставлять через Интернет. Для желающих пользоваться электронной сетью можно распечатывать информацию в справочных бюро и т.д. Благодаря этому пассажир смог бы, не выходя из дома, знать о времени приезда автобуса на остановку, что сэкономило бы время и улучшило бы сервис. С помощью регулирования цен на проезд можно добиться того, что проездные билеты за один месяц или

полгода будут во много раз выгоднее и удобнее покупать, чем платить наличными за каждый проезд.

К сожалению, имеющийся в настоящее время режим проезда главных перекрестков города Бишкек приводит к увеличению транспортной задержки.

Отвечающий современным требованиям пофазный разъезд сможет обеспечить разделение конфликтующих потоков по времени [1]. Число фаз и выделенных групп транспортных и пешеходных потоков в соответствующих фазах зависит от характера конфликтных точек на перекрестке и интенсивности движения в каждом направлении. С точки зрения безопасности движения число фаз должно быть таким, чтобы не было ни одной конфликтной точки. Вместе с тем, увеличение числа фаз ведет к увеличению длительности цикла и, что особенно важно, увеличению его непроизводительных составляющих – числа и суммарной длительности промежуточных тактов [2].

В процессе пофазного разъезда каждый участник движения получает право на пересечение стоп-линии, как правило, лишь в одной фазе. С ростом их числа время ожидания права проезда каждого участника движения увеличивается, следовательно, увеличивается суммарная задержка на перекрестке. Кроме того, каждой фазе должна соответствовать минимум одна своя полоса движения на подходах к перекрестку. В противном случае реализовать пофазный разъезд не удастся. Типичной ошибкой, нередко встречающейся в практике организации движения, является попытка обеспечить выезд транспортных средств, получающих право движение в различных фазах из одной полосы. В конечном результате такая полоса оказывается выключенной в течение всего цикла из работы перекрестка [1].

Первое же транспортное средство, остановившееся у стоп-линии в ожидании своей фазы, лишит возможности остальных участников движения, находящихся на этой полосе и обладающих в данный момент правом проезда, воспользоваться этим правом (рис. 1).

Определение оптимального числа фаз регулирования является решением компромиссным. В интересах высокой пропускной способности следует всегда стремиться к минимальному числу фаз настолько, насколько позволяют условия безопасности движения.

Обычно число фаз регулирования соответствует числу наиболее загруженных, конфликтных направлений движения на перекрестке. Циклом регулирования называется периодически повторяющаяся совокупность всех фаз. Под режимом светофорного регулирования (светофорной сигнализации) понимаются длительность цикла, а также число, порядок чередования и длительность составляющих цикл тактов и фаз [3]. В аналитическом виде режим светофорного регулирования можно представить в виде выражения

$$T_{\text{ц}} = t_{o_1} + t_{n_1} + t_{o_2} + t_{n_2} + \dots + t_{o_n} + t_{n_n}, \quad (1)$$

где $T_{\text{ц}}$ – длительность цикла регулирования, с; t_{o_1}, \dots, t_{o_n} – длительности основного такта, с; t_{n_1}, \dots, t_{n_n} – длительности промежуточного такта, с; n – число фаз.

Обычно промежуточный такт обозначается желтым сигналом в направлении, где ранее (во время основного такта) осуществлялось движение. Учитывая, что в период его действия возможно движение транспортных средств, водители которых, находясь в непосредственной близости от стоп-линии, не смогли

своевременно остановиться в момент его включения, длительность желтого сигнала $t_{жс}$ не должна быть менее 3 с. С другой стороны, с позиций безопасности движения (для предотвращения злоупотреблений водителями правом проезда на желтый сигнал) его длительность делают не более 4 с. Таким образом,

$$4 \geq t_{жс} \geq 3.$$

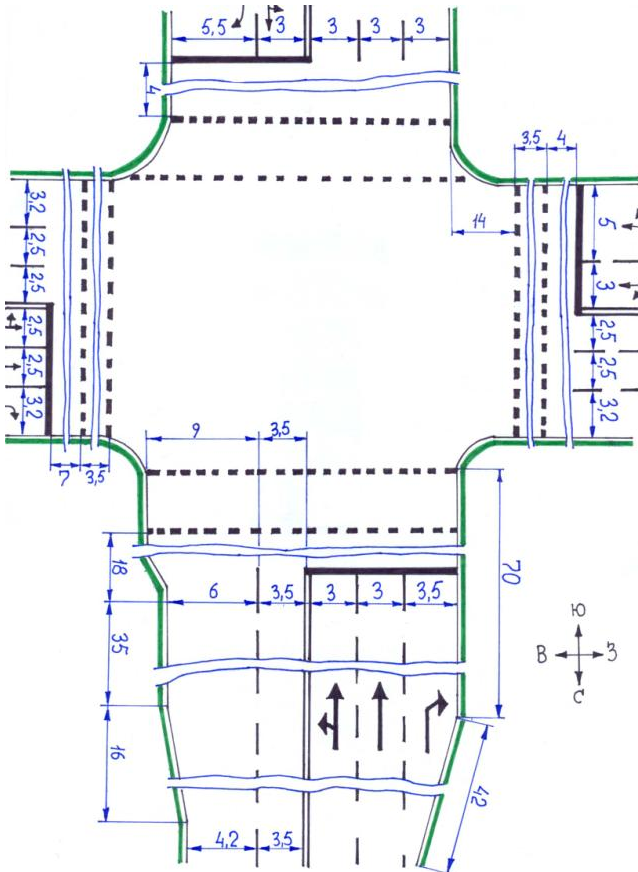


Рис. 1. Пересечение улицы Ахунбаева и проспекта Мира



Рис. 2. Перекресток проспекта Чуй и улицы Алматинской

Вместе с тем, встречаются случаи, когда транспортному средству, проехавшему стоп-линию в момент выключения разрешающего сигнала, требуется для освобождения зоны перекрестка более 4 с. Это может быть связано с широкой проезжей частью в зоне перекрестка или сравнительно низкой скоростью транспортных средств. В нашем случае таким является пересечение проспекта Чуй с улицей Алматинской (рис. 2). В таких случаях после основного такта, как правило, включаются последовательно два промежуточных: по истечении 4 с жёлтый сигнал в рассматриваемом направлении заменяется на красный. В поперечном (конфликтующем) направлении продолжает действовать красный сигнал, который заменяется на красный с желтым непосредственно перед включением зеленого сигнала (за 3–4 с). Таким образом, на перекрестке в течение определенного времени может по всем направлениям действовать красный сигнал.

В простейшем случае, когда преобладает движение в прямых направлениях и количество автомобилей не превышает 120 авт./ч, разезд транспортных средств может быть организован по двухфазному циклу. Все участники движения делятся на две группы. Очередность их движения ликвидирует на перекрестке наиболее опасные конфликтные точки. Правые и левые повороты, а также движение пешеходов осуществляются при наличии конфликтов в соответствии с порядком, предусмотренным Правилами дорожного движения. Так как непрерывным условием применения двухфазного регулирования является сравнительно небольшая интенсивность в этих направлениях, интересы безопасности движения соблюдаются.

Применение трех и более фаз связано, как правило, с высокой интенсивностью левоповоротных потоков или пешеходного движения. Транспортное средство, поворачивающее налево при двухфазном регулировании и интенсивном встречном потоке, вынуждено находиться в центре перекрестка до конца разрешающей фазы. Завершить поворот удастся лишь в период промежуточного такта, когда желтый сигнал прерывает движение во встречном направлении. В этот сравнительно короткий момент времени успевают повернуть налево лишь одно – два транспортных средства. Учитывая среднюю длительность существующих двухфазных циклов, избежать третьей фазы можно лишь при интенсивности левоповоротного потока не более 120 авт./ч. Для получения информации о фактической загруженности главных перекрестков города Бишкек был проделан подсчет количества автомобилей, проезжающих перекресток (пересечение проспекта Чуй и улицы Алматинской) в часы пик в течение часа (см. рис. 2).

Как показано в таблице, автомобили поворачивают налево не более 26% из всего потока, что говорит о необходимости введения третьей фазы на светофорах. Фактическое количество запланиро-

Количество автомобилей проезжающих главные перекрестки города Бишкек

№ п/п	Перекресток	Проезд автомобилей (авт./ч)	Из них поворот налево (авт./ч)	Соотношение в % поворот налево	Поворот налево во время запрещающего сигнала, %
1	Проспект Чуй и Алматиская	3731	977	26,1	61
2	Проспект Мира и Ахунбаева	3348	612	18,2	48
3	Байтик Батыра и Ахунбаева	3912	768	19,6	45

вавших повернуть налево составляет не менее 30%. При этом следует учесть, что до 60% автомобилей, повернувших налево, проделали это во время запрещающего сигнала светофора.

Появление третьей фазы открывает возможность для различных вариантов организации движения. Выбор варианта зависит от интенсивности конфликтующих потоков и числа полос движения перед стоплинией. В одном из типичных вариантов специальная фаза может обслуживать два встречных левоповоротных потока (рис. 3). При этом целесообразно выделить добавочную полосу, предназначенную только для поворота налево. В противном случае, автомобиль, намеревавшийся повернуть налево, лишит возможности остальных участников движения, находящихся на этой полосе и обладающих в данный момент правом проезда, воспользоваться этим правом. Обычно это автомобили, намеревавшиеся проехать перекресток прямо.

Имеющийся в настоящее время объединенный левоповоротный поток с потоком в прямом попутном направлении (см. рис. 1) с наличием очень высокой интенсивности движения уже не справляется полностью пропустить в первой фазе светофора. Поворот направо затруднен из-за пропуска пешеходов. Для решения такой проблемы третья фаза используется для пропуска вправо поворотных потоков.

Такой прием возможен при наличии достаточного числа полос на подходе к перекрестку и редко рассматривается в качестве главной задачи (правые повороты объединяются с каким-то главным направлением, которое обслуживается данной фазой). Естественно, возможны и другие варианты. В случае выше названных перекрестков использование добавочной фазы на пропуск пешеходов не рекомендуется.

Многофазное регулирование (4 фазы и более) является весьма нежелательным, учитывая связанные с этим рост транспортной задержки и снижение пропускной способности перекрестка. Обычно во избежание 4 фаз и более прибегают к запрещению отдельных маневров, сокращению числа пешеходных переходов или устройству по дземных пешеходных тоннелей.

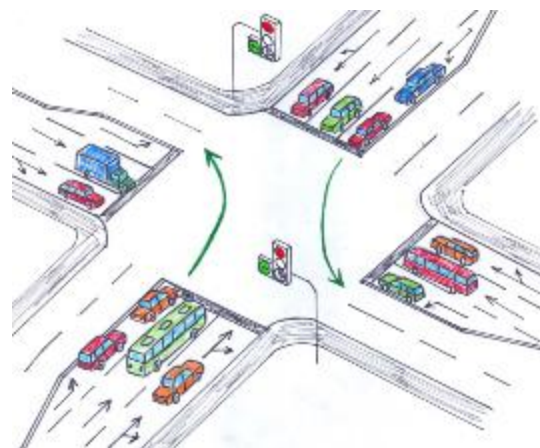


Рис. 3. Перекресток нагруженный транспортным потоком: светофоры с добавочным сектором и дополнительной дорожной разметкой, предназначенной для поворота налево

Подводя итоги, можно сформулировать основные принципы предлагаемого пофазного разъезда для основных перекрестков города Бишкек.

1. Учитывая, что совмещенный в одной фазе левоповоротный поток конфликтует с определяющим длительность фазы встречным потоком прямого направления, выделение дополнительной фазы на поворот налево уже весьма целесообразно.

2. Пешеходный и конфликтующие с ним поворотные транспортные потоки пока не требуют выделения добавочной фазы.

3. С помощью массивного использования общественного транспорта можно разгрузить город от частного автомобиля, что, в свою очередь, позволит сохранить облик города. Не потребуется строить добавочные развязки и сооружения. Так как строя новые коммуникации, мы только наводняем наш город автомобилями и никак не решаем вопрос спасения от современных проблем, вызванных величайшим изобретением двадцатого века – автомобилем.

Список литературы

1. Лукьянов В.В. Комментарии к правилам дорожного движения. 2-е изд-е, перераб. и доп.. М.: ДОСААФ СССР, 1977. 271 с.
2. Жулев В.И., Гетманов Р.Я., Юмашев Н.Н. Сборник задач по правилам дорожного движения. М.: ДОСААФ СССР, 1982. 400 с.
3. Кременец Ю.А. Технические средства регулирования дорожного движения. М.: Транспорт, 1990. 255 с.
4. Verband Deutscher Verkehrsunternehmen VDV-Vörderkreis e.V. Stadtbüs – mobil sein in Klein – und Mittelstädten. Düsseldorf: Knipping Druckerei und Verlag GmbH, 2000. 329 S.

List of literature

1. Lukyanov V.V. Comments on road regulations. 2nd edition, new edition. M.: DOSAAF USSR, 1977. 271 p.
2. Zhulev V.I., Getmanov R.Y., Yumashev N.N. Tasks of road regulations. M.: DOSAAF USSR, 1982. 400 p.
3. Kremenets Y.A. Technical traffic regulations. M.: Transport, 1990. 255 p.
4. Verband Deutscher Verkehrsunternehmen VDV-Vörderkreis e.V. Stadtbüs – mobil sein in Klein – und Mittelstädten. Düsseldorf: Knipping Druckerei und Verlag GmbH, 2000. 329 S.

УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

УДК 622.26:624

Хлусов А.Е.

К РАСЧЕТУ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ СТАЛЕПОЛИМЕРНОГО АНКЕРА

Для определения параметров анкерной крепи, устанавливаемой в кровле выработок, необходимо знать ее несущую способность по условию прочности закрепления в шпуре. Последняя, в свою очередь, может быть рассчитана, если известен закон изменения напряжений вдоль нагруженного анкерного стержня. В данной работе рассматривается случай распределения удельной нагрузки (напряжений) вдоль сталеполимерного анкера, скрепляющего два породных слоя, сцепление по контакту между которыми отсутствует. Решение построено на принципах, которые используются при расчете резьбовых соединений [1].

На рис. 1, а изображена часть кровли горной выработки, состоящая из двух прогнувшихся заанкерированных породных слоев. Если принять, что анкеры установлены без первоначального натяжения, не могут оказывать существенного сопротивления сдвигу по контактам слоев, а упругим восстановлением пород пренебречь, то работа такого анкера, состоящая в противодействии его выдергиванию, будет проявляться только при возникновении отслоения (рис. 1, б). Таким образом, в случае скрепления сталеполимерными анкерами только двух несвязанных между собой слоев пород схема нагружения анкеров будет выглядеть так, как показано на рис. 1, в, а интересующие нас расчеты можно вести отдельно для каждого слоя.

Стальной анкер, непрерывно закрепленный в шпуре на глубину h_3 посредством затвердевшей полимерной смолы (цемента), изображен на рис. 2, а. В результате действия растягивающей силы P анкерный стержень на участке AB размером z удлинится на величину $\Delta_a(z)$, а породный слой на участке CD – на величину $\Delta_n(z)$. Осевая нагрузка P передается на стенки шпура через сдвиг полимерного слоя толщиной s_n , в результате чего некоторая область породы вокруг шпура также испытывает сдвиговые деформации. Пусть абсолютный сдвиг смолы в сечении A равен $\delta(0)$, а в сечении z – соответственно $\delta(z)$. Тогда согласно рис. 2, б получим

$$z + \Delta_a(z) + \delta(z) = z + \Delta_n(z) + \delta(0) \quad (1)$$

$$\text{или } \Delta_a(z) - \Delta_n(z) = \delta(0) - \delta(z). \quad (2)$$

Уравнение (2) является условием совместности деформаций. Оно показывает, что алгебраическая разность осевых деформаций стального стержня и породы переходит в разность деформаций сдвига закрепляющей смолы. Это является причиной неравномерности

распределения нагрузки вдоль анкера. Для вывода закона этого распределения выразим полученный результат через напряжения, т. е. свяжем входящие в уравнение (2) величины с силовыми факторами. При этом не обойдемся без допущений.

Пусть в произвольном поперечном сечении стержня z в результате действия силы $P(z)$ возникает растягивающее напряжение $\sigma_a(z)$, величина которого изменяется по длине анкера. Будем считать, что это напряжение по поперечному сечению анкера F_a распределено равномерно. Тогда линейное перемещение $\Delta_a(z)$ будет равно

$$\Delta_a(z) = \frac{1}{E_a F_a} \int_0^z P(z) \cdot dz, \quad (3)$$

где F_a , E_a – площадь поперечного сечения анкерного стержня и его модуль деформации при растяжении.

Касательные напряжения $\tau(z)$, возникающие на боковой поверхности стержня, в совокупности уравновешивают действующую силу P . Таким образом, можем записать, что величина этой силы в сечении z равна

$$P(z) = \pi D_a \int_0^z \tau(z) \cdot dz, \quad (4)$$

где D_a – диаметр анкерного стержня.

В свою очередь, значения абсолютных деформаций сдвига $\Delta_n(z)$ и $\delta(z)$, испытываемых соответственно породой и полимерной смолой, могут быть также выражены через касательные напряжения [2, 3]:

$$\Delta_n(z) = \tau(z) \frac{s_n}{G_n}; \quad (5)$$

$$\delta(z) = \tau(z) \frac{s_n}{G_n}, \quad (6)$$

где s_n и G_n – толщина скрепляющего слоя цемента и его модуль деформации при сдвиге, а s_n и G_n – размер зоны сдвига породы вокруг шпура и модуль деформации породы при сдвиге.

Подставив полученные зависимости в выражение (2), получим следующее дифференциальное уравнение:

$$\tau''(z) - m^2 \tau(z) = 0, \quad (7)$$

$$\text{где } m^2 = \frac{\pi D_a}{E_a F_a} \cdot \frac{1}{\frac{s_n}{G_n} + \frac{s_n}{G_n}}. \quad (8)$$

Уравнение (7) есть условие совместности деформаций, выраженное через интенсивность распределения осевых усилий $\tau(z)$. Его общий интеграл запишем в виде

$$\tau(z) = A \cdot sh(mz) + B \cdot ch(mz), \quad (9)$$

где A и B – произвольные постоянные. Определив их величину из граничных условий (а именно: $P(0)=0$, а $P(h_3)=P$), окончательно получим:

$$\tau(z) = \frac{Pm}{\pi D_a \cdot sh(mh_3)} \cdot ch(mz). \quad (10)$$

Из полученного выражения следует, что при нагружении сталеполимерного анкера по схеме рис. 2, б касательные напряжения, действующие вдоль стержня, возрастают к месту приложения нагрузки по закону гиперболического косинуса от начального значения

$$\tau(\Theta) = \frac{Pm}{\pi D_a \cdot sh(mh_3)} \tau^{\min} \quad (11)$$

до величины $\tau(h_3) = \frac{Pm}{\pi D_a \cdot th(mh_3)} \tau^{\max}$. (12)

На рис. 2, в показан общий вид функции (10), а на рис. 2, г – ее вид при следующих конкретных условиях: $P=100$ кН, $h_3=1$ м, $D_a=0,024$ м, $E_a=1,6 \cdot 10^5$ МПа, $G_{\text{ш}}=0,3 \cdot 10^4$ МПа, $s_{\text{ш}}=0,006$ м, $G_{\text{п}}=0,6 \cdot 10^4$ МПа. Величина $s_{\text{ш}}$ в первом приближении может быть принята равной диаметру шпура $D_{\text{ш}}$ (т. е. $s_{\text{ш}} \approx D_{\text{ш}} \approx 0,036$ м). На этих же рисунках отражено значение средней величины напряжений $\tau^{\text{cp}}=P/(\pi \cdot D_a \cdot h_3)$, найденной в предположении их равномерного распределения по длине выдергиваемого анкерного стержня. Как видно из сравнения графиков, величины τ^{max} и τ^{cp} значительно отличаются. Чтобы это различие оценить аналитически, необходимо проанализировать соотношение

$$\frac{\tau^{\max}}{\tau^{\text{cp}}} = \frac{mh_3}{th(mh_3)}, \quad (13)$$

из которого следует, что неравномерность распределения касательных напряжений определяется параметром mh_3 . Если значения коэффициента m взять из наиболее вероятного промежутка (10–50) 1/м, а величину h_3 принять максимальной в 2 м, то зависимость (13) будет графически выглядеть так, как показано на

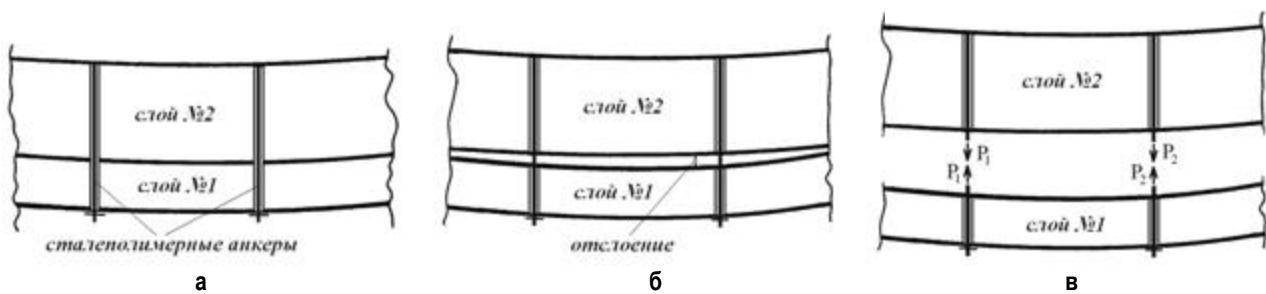


Рис. 1. Схема взаимодействия двух скрепленных породных слоев кровли и анкеров: а – отслоения нет; б – отслоение есть; в – принципиальная схема нагружения анкерных стержней

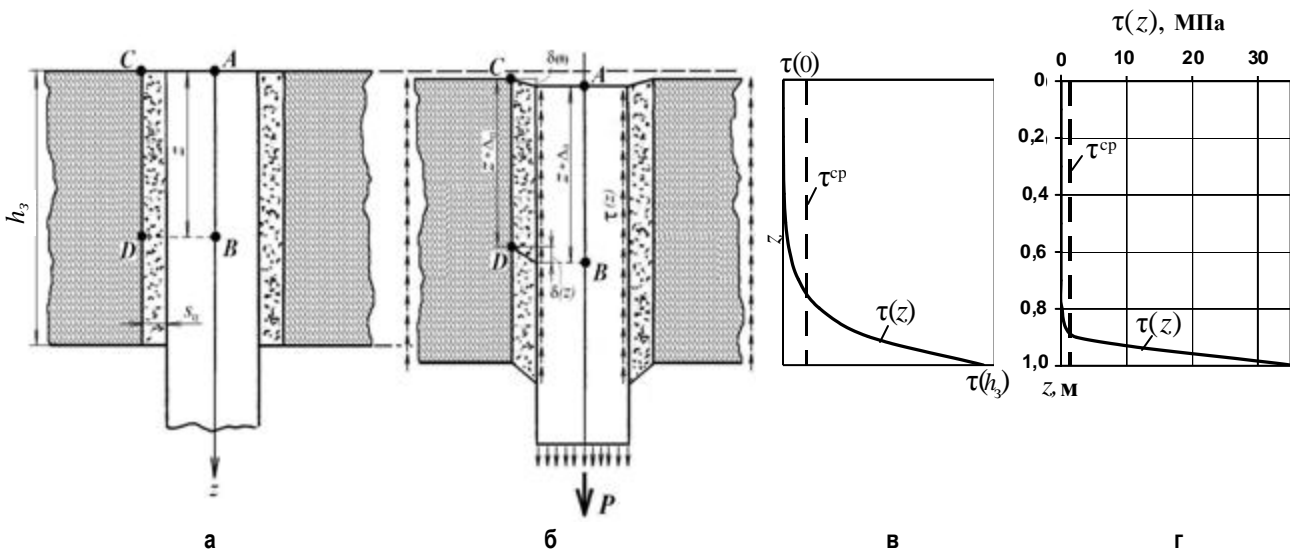


Рис. 2. Схемы к расчету несущей способности сталеполимерного анкера: а – вид закрепленного анкера до нагружения; б – деформирование закрепленного анкера при его выдергивании; в – общий вид функции распределения касательных напряжений вдоль выдергиваемого стержня; г – вид этой функции в конкретном примере

рис. 3. Видно, что чем меньше величина указанного параметра (чем жестче стержень или порода и податливее скрепляющая смола), тем распределение осевых касательных усилий $\tau(z)$ будет более равномерным.

Из выражения (12) может быть найдена несущая способность анкера P_n по условию его закрепления в шпуре полимерным составом (цементом). Если считать, что разрушение конструкции начинается по достижению максимальными касательными напряжениями τ^{\max} своего предельного значения, то получим:

$$P_n = \tau_{a-ц}^{\max} \frac{\pi D_a \cdot th(mh_3)}{m}; \quad (14)$$

$$P_n = \tau_{ц-п}^{\max} \frac{\pi D_{ш} \cdot th(mh_3)}{m}. \quad (15)$$

Выражением (14) определяется величина усилия выдергивания анкерного стержня, исходя из прочности его контакта с полимерной смолой $\tau_{a-ц}^{\max}$, а выражением (15) – исходя из прочности контакта полимерной смолы и по-

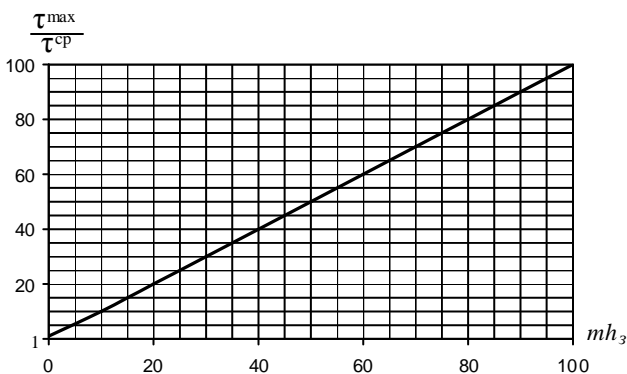


Рис. 3. Превышение максимальными касательными напряжениями средней величины в зависимости от значения параметра mh_3

роды $\tau_{ц-п}^{\max}$ ($D_{ш}$ – диаметр шпура). Очевидно, что несущей способностью анкера (по указанному условию) является минимальная величина из этих двух найденных.

В лабораторных условиях прочность закрепления полимерного анкера удобно определять с помощью прессы, который не выдергивает, а задавливает анкерный стержень внутрь шпура, поскольку осуществить такую схему нагружения технически намного проще (рис. 4, б). При этом, однако, распределение касательных напряжений вдоль стержня будет несколько другим.

Чтобы его найти, обратимся к рис. 4, а, б и запишем уравнение совместности деформаций, которое здесь будет выглядеть так:

$$\Delta_a(z) - \Delta_n(z) = \delta(z) - \delta(0), \quad (16)$$

где величина $\Delta_n(z)$, в отличие от (3), определяется выражением

$$\Delta_n(z) = \frac{1}{E_n F_n} \int_0^z (P - P(z)) \times dz, \quad (17)$$

а F_n представляет собой площадь поперечного сечения полого породного цилиндра, попадающего под плиту прессы.

В результате подстановки в зависимость (16) исходных данных снова получаем дифференциальное уравнение (7), решением которого, в свою очередь, является выражение (9). Однако его произвольные постоянные A и B здесь имеют уже другие значения, поскольку изменились граничные условия. Не утомляя выкладками, сразу приведем конечный результат:

$$\tau(z) = \frac{P \cdot G_{ц}}{m \cdot s_{ц}} \times \left[\left(\frac{1}{E_a F_a} + \frac{ch(mh_3)}{E_n F_n} \right) \frac{ch(mz)}{sh(mh_3)} - \frac{sh(mz)}{E_n F_n} \right]. \quad (18)$$

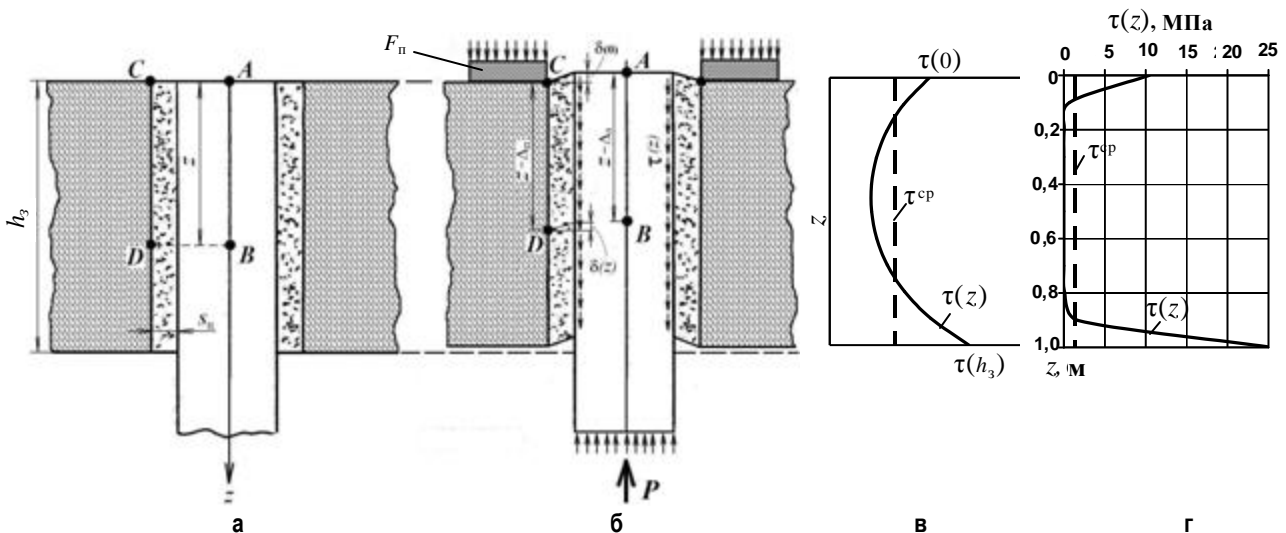


Рис. 4. Схемы к расчету усилия задавливания сталеполимерного анкера:

- а – вид закрепленного анкера до нагружения;
- б – деформирование закрепленного анкера при его задавливании;
- в – общий вид функции распределения касательных напряжений вдоль задавливаемого стержня;
- г – вид этой функции в конкретном примере

Общий вид этой функции представлен на рис. 4, в – в зависимости от соотношения жесткостей анкерного стержня и породы наибольшая величина касательных напряжений может возникнуть как в сечении $z=0$, где

$$\tau(0) = \frac{P \cdot G_{\text{п}}}{m \cdot s_{\text{п}}} \times \left[\left(\frac{1}{E_{\text{а}} F_{\text{а}}} + \frac{ch(mh_3)}{E_{\text{п}} F_{\text{п}}} \right) \frac{1}{sh(mh_3)} \right], \quad (19)$$

так и в сечении $z=h_3$, где

$$\tau(h_3) = \frac{P \cdot G_{\text{п}}}{m \cdot s_{\text{п}}} \times \left[\left(\frac{1}{E_{\text{а}} F_{\text{а}}} + \frac{ch(mh_3)}{E_{\text{п}} F_{\text{п}}} \right) \cdot ct(mh_3) - \frac{sh(mh_3)}{E_{\text{п}} F_{\text{п}}} \right]. \quad (20)$$

При исходных данных, относящихся к рис. 2, г, распределение осевых касательных усилий, рассчитанное согласно зависимости (18), показано на рис. 4, г. Из него видно, что максимальные касательные напряжения τ^{max} в этом случае действуют со стороны приложения нагрузки P (т.е. $\tau^{\text{max}} = \tau(h_3)$) и значительно отличаются от средней величины τ^{cp} . Сравнение эпюр распределения усилий $\tau(z)$, изображенных на рис. 3, г и 4, г, показывает, что величины максимальных напряжений τ^{max} , возникающих соответственно при выдергивании стержня и его задавливании в шпур, значительно отличаются между собой (в данном случае на 40%). Это обстоятельство должно учитываться при определении несущей способности сталеполимерной анкерной крепи.

Список литературы

1. Биргер И.А. Расчет резьбовых соединений. М.: Оборонгиз, 1959.
2. Беляев Н.М. Сопротивление материалов. М.: Наука, 1976.
3. Тимошенко С.П., Gere Дж. Механика материалов. М.: Мир, 1976.

List of literature

1. Birgen I.A. Calculation of threaded connections. M.: Oborongiz, 1959.
2. Belyaev N.M. Material resistance. M.: Science, 1976.
3. Timoshenko S.P., Gere G. Material mechanics. M.: World, 1976.

ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ

УДК 338.45:669

Бобровский В.А.

МЕТОДИКА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ВЫРУЧКИ С ПОМОЩЬЮ АВТОРЕГРЕССИОННОЙ МОДЕЛИ

При рациональном управлении экономической показателем выручки от реализации продукции становится одним из важнейших показателей деятельности предприятия, т.к. выручка является основным источником денежных накоплений. Как экономическая категория она характеризует финансовый результат деятельности предприятия. Иными словами, под выручкой понимаются все расчетные поступления, которые могут быть использованы в качестве источника расчетов по обязательствам предприятия. Выручка является отправной точкой финансовых расчетов, от чего во многом зависит возможность предприятия своевременно и в полном объеме погашать свои обязательства. Поэтому на каждом предприятии необходимо своевременно отслеживать и анализировать динамику и причины их изменения. Вместе с тем выручка является запаздывающим показателем, и использование в управлении текущих результатов не даст полной картины состояния и направления дальнейшего развития. Что вызывает необходимость поиска методик прогнозирования и анализа выручки в качестве показателя деятельности предприятия, неотъемлемо связанного с достижениями предприятия в текущем или прошедшем периоде.

Для эффективного управления предприятием необходимо иметь как можно больший объем информации о состоянии предприятия, статистика информации которого должна включать не только ретроспективные ряды, но и прогнозные значения. Эффективность последнего инструмента напрямую связана с надежностью прогнозной оценки. Неоднородность экономических процессов порождает закономерности, уходящие за пределы математических методов. Но экономические процессы носят вполне естественный характер и по совокупности оказываемого влияния на результирующий показатель могут быть вполне информативными при прогнозировании явления. Такое предположение не представляет собой посылки анализа каждого экономического процесса, а лишь основывается на допущении, что вся совокупность явлений может быть представлена в виде одного показателя прочих процессов, которые не могут быть описаны за отсутствием наблюдения за таковым, не имеют системного характера в своем проявлении и т.д. Объединение же аналитического прогноза и математической модели позволяет получить эффективную прогнозную оценку и повысить эффективность использования прогнозирования как инструмента принятия решения.

Как правило, экономический прогноз включает вероятностную оценку следующих показателей: спрос на продукцию, цена продаж, затраты и выручка. Учитывая, что при большом ассортименте продукции первые два показателя носят усредненный характер, центральное место в прогнозировании результатов деятельности и достижения поставленных результатов предприятия занимает выручка при условии, что затраты мы относим к управляемому фактору.

При прогнозировании временного ряда используют, как правило, трендовые и авторегрессионные модели. Как показывает практика, описание зависимости от предыдущих значений показателя демонстрирует больший эффект, чем функция от времени. В общем виде авторегрессионную модель можно представить следующим образом:

$$\hat{y}_t = a_0 + a_1 y_{t-1} + a_2 y_{t-2} + \dots + a_m y_{t-m} + e_t.$$

Порядок авторегрессии (m) определяется точностью получаемой оценки по принципу эффективности: как только повышение порядка авторегрессии не отражает повышение эффективности модели, приращение членов в модель прекращается.

На практике получение оценки по предложенной модели не всегда является надежной ввиду наличия неоднородных процессов в экономике. Наличие последних приводит к поиску механизма, имеющего возможность отражения таких процессов. Часто такие явления носят фиксированный характер, но их появление не отражается статистикой. Так, например, наличие государственного заказа на предприятии носит вполне фиксированный и информативный характер, но прогнозирование таких процессов выходит за рамки математического аппарата. Включение некоторого фиктивного параметра f_t^i может значительно увеличить качество прогноза. Модель с фиктивной переменной можно представить следующим образом:

$$\hat{y}_t = a_0 + a_1 y_{t-1} + a_2 y_{t-2} + \dots + a_m y_{t-m} + b_1 f_t + e_t.$$

Фиктивной переменной присущи следующие условия:

$$f = \begin{cases} 1, \hat{y}_t - y_t \leq 0 \\ 0, \hat{y}_t - y_t > 0 \end{cases} \quad (1)$$

Параметр носит бинарный характер, что позволяет включать в авторегрессионную модель экспертную, аналитическую или вероятностную модель. Получение прогноза по такой модели возможно как при наличии эксперта, так при его отсутствии. Последняя ситуация приводит к получению мультитрендового прогноза. Полученную модель будем называть мультитрендовой [1, с. 135]. Алгоритм получения мультитрендовой модели можно представить следующим образом:

1. Определение порядка авторегрессии.
2. Расчет отклонений фактических значений от расчетных.
3. Получение значений фиктивной переменной.
4. Получение мультитрендовой модели.

Этот алгоритм может выполняться неоднократно до получения заданной точности. Отметим, что наличие большого числа фиктивных переменных, более 3-х, заметно затруднит экономическую интерпретацию модели. Так, наличие одной фиктивной переменной дает две оценки, а две фиктивных переменных приводит к четырем оценкам и т.д.

Наличие полученных фиктивных переменных в модели мультитрендового прогноза создает возможность различного их изучения для анализа ожидаемых ситуаций, которые могут иметь место в будущем. Для снижения неопределенности будущих состояний системы предлагаем произвести дополнительный анализ фиктивных переменных с помощью корреляционного анализа. Устанавливая связь фиктивной переменной и иного показателя, мы не только снижаем риск принятия решения в условиях многовариантности, но и помогаем понять экономическую природу полученных фиктивных переменных. Для возможности проведе-

ния анализа предлагаем анализируемым показателям задать бинарный характер по следующему закону:

$$f_t^* = \begin{cases} 1, & x_t - x_{t-1} \geq 0 \\ 0, & x_t - x_{t-1} < 0 \end{cases} \quad (2)$$

Таким образом, мы определяем гипотезу связи фиктивной переменной и показателя, входящего в систему анализа по правилу: «Положительное изменение показателя x_t по отношению к предыдущему состоянию означает проявление «случайного фактора» f_t^* ».

Для проверки предложенной методики построим модель для прогнозирования выручки ОАО «ММК». В качестве исходного материала используем показатель выручки за 2 года помесечно. Результаты вычислений представлены в **таблице**.

При проведении исследования временного ряда были получены следующие результаты:

1. Построена модель авторегрессии, которая достаточно хорошо описывает исследуемый показатель, о чем свидетельствует значение R^2 . Построение модели авторегрессии более высокого порядка не дало значительного изменения показателя аппроксимации.

$$\hat{y}_t = 879,27 + 0,9309y_{t-1}; R^2 = 0,8764.$$

2. Для улучшения прогнозных характеристик построена мультитрендовая модель согласно предложенному ранее алгоритму.

$$\hat{y}_t = 804,09 + 0,0875y_{t-1} + 1356f_t; R^2 = 0,9664.$$

Как и предполагалось, введение фиктивной переменной позволило улучшить качество модели на 10%, что свидетельствует о целесообразности данной процедуры. С экономической точки зрения фиктивная переменная отражает скорость изменения выручки, т.е. отклонение фактической выручки от прогнозных значений.

3. Улучшена ранее построенная модель за счет повторного использования алгоритма:

$$\hat{y}_t = 258,076 + 0,0882y_{t-1} + 1439f_t^1 + 780f_t^2; R^2 = 0,988.$$

Введенные фиктивные переменные уменьшили степень влияния на результат постоянного члена, отражая высокое их влияние на прогнозную оценку.

Вторую фиктивную переменную можно интерпретировать как ускорение изменения выручки.

Наличие больших весовых коэффициентов характеризует степень влияния полученных переменных.

Данные построения мультитрендовой модели выручки

Дата	y_t	y_{t-1}	$\hat{y}_{t,1}$	$(\hat{y}_{t,1} - y_t)$	f_t^1	$\hat{y}_{t,2}$	$(\hat{y}_{t,2} - y_t)$	f_t^1
01.02.2003	5 970,4	6 296,9	6740,85	-770,436	0	6311,08	-340,670	0
01.03.2003	8 082,6	5 970,4	6436,90	1645,678	1	7382,06	700,518	1
01.04.2003	7 557,6	8 082,6	8403,02	-845,471	0	7872,71	-315,155	0
01.05.2003	7 604,2	7 557,6	7914,30	-310,060	0	7413,55	190,691	1
01.06.2003	6 989,2	7 604,2	7957,76	-968,566	0	7454,38	-465,186	0
01.07.2003	7 472,4	6 989,2	7385,23	87,156	1	8273,03	-800,636	0
01.08.2003	7 850,9	7 472,4	7835,02	15,888	1	8695,61	-844,694	0
01.09.2003	7 919,0	7 850,9	8187,38	-268,345	0	7670,11	248,925	1
01.10.2003	7 849,6	7 919,0	8250,79	-401,199	0	7729,68	119,907	1
01.11.2003	7 399,3	7 849,6	8186,14	-786,802	0	7668,95	-269,606	0
01.12.2003	7 646,5	7 399,3	7767,03	-120,501	0	7275,18	371,342	1
01.01.2004	7 547,2	7 646,5	7997,12	-449,942	0	7491,36	55,819	1
01.02.2004	7 444,8	7 547,2	7904,64	-459,842	0	7404,48	40,325	1
01.03.2004	9 621,7	7 444,8	7809,34	1812,400	1	8671,48	950,265	1
01.04.2004	11 204,2	9 621,7	9835,77	1368,473	1	10575,32	628,922	1
01.05.2004	12 151,0	11 204,2	11308,86	842,107	1	11959,30	191,668	1
01.06.2004	11 552,9	12 151,0	12190,13	-637,274	0	11430,72	122,135	1
01.07.2004	11 814,8	11 552,9	11633,37	181,451	1	12264,17	-449,357	0
01.08.2004	12 045,4	11 814,8	11877,22	168,157	1	12493,28	-447,900	0
01.09.2004	12 304,6	12 045,4	12091,83	212,738	1	12694,91	-390,337	0
01.10.2004	13 383,1	12 304,6	12333,11	1050,034	1	12921,59	461,555	1
01.11.2004	12 486,8	13 383,1	13337,11	-850,311	0	12508,32	-21,516	0

Суммарное влияние фиктивных переменных на результирующее значение оценки очень велико. Полученные результаты говорят о необходимости дальнейшего проведения анализа на наличие связи фиктивных переменных с иными показателями деятельности предприятия:

1. Затраты, млн руб.
2. Средняя цена на внутреннем рынке, тыс. руб.
3. Отгрузка продукции, тыс. т.
4. Средняя цена тыс. руб.
5. Средняя цена на экспорт, тыс. руб. (X1).
6. Затраты в незавершенном производстве, млн руб. (X2).
7. Запасы, млн руб.

Реализация поставленной задачи выполняется методом корреляционного анализа. Исследуемые временные ряды были приведены к бинарному виду по формуле (2).

Произведенный корреляционный анализ показал связь первой фиктивной переменной с полученным бинарным рядом от характеристики – «средняя цена на экспорт». Вторая переменная имеет обратную связь с характеристикой – затраты в незавершенном производстве. Причем прямой корреляционный анализ показателей «выручки» и «затраты в незавершенном производстве» не дал положительного результата (параметр В для показателя X2 является незначимым). Из чего следует, что характеристика «затраты в незавершенном производстве» является факторным признаком для показателя выручки, т.к. лишь обуславливает изменение результирующего показателя, а «средняя цена на экспорт» – результирующим признаком.

Для определения преимуществ мультитрендовой модели построим модели множественной регрессии с аналогичными переменными.

$$y_t = -265,285 + 0,346y_{t-1} + 0,425X_t^1 + 0,001X_t^2; \\ R^2 = 0,936.$$

Полученное уравнение множественной регрессии уступает по показателю аппроксимации, показатель X2 является незначимым.

Такой вывод может характеризовать наличие внутренней тенденции во временном ряде заданной двумерным параметром. И открывает новое направление – разделение временного ряда на составляющие – включение в модель параметров, не связанных статистически с зависимой переменной, представляет отдельный интерес.

Список литературы

1. Давнис В.В., Тинякова В.И. Прогнозные модели экспертных предпочтений. Воронеж: Изд-во Воронеж. гос. ун-та, 2005. 248 с.
2. Дуброва Т.А. Статистические методы прогнозирования: Учеб. пособие. М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2003. 206 с.

Дополним экономический анализ построением мультитрендовой модели затрат:

$$\hat{y}_{t(\text{затраты})} = -35,668 + 0,9551y_{t-1} + 678f_t^1 + 379f_t^2; \\ R^2 = 0,995.$$

Отметим, что значения параметров f_t^1 и f_t^2 для уравнения выручки в 2 раза выше аналогичных показателей для уравнения затрат, что свидетельствует о повышении эффективности работы предприятия или положительном значении эффекта масштаба. Получение прогнозных оценок выручки и затрат позволяет проанализировать эффективность работы предприятия. Получение комплекса прогнозных оценочных значений характеристик деятельности субъекта поможет не только определить приоритетные направления деятельности, но и смоделировать возможное состояние предприятия при условии сохранения развития тенденции. Сопоставление значений фиктивных переменных в полученных авторегрессионных моделях для одноименных значений временных рядов представляет следующие результаты. Значение параметра фиктивной переменной f_t^1 совпадает в 75% случаев в рамках изучаемого периода, а для параметра фиктивной переменной f_t^2 значения совпадают в 60% случаев.

Таким образом, в результате исследования были получены переменные, названные фиктивными. Как показало дальнейшее изучение полученных временных рядов, фиктивные переменные носят неслучайный характер.

Фиктивная переменная f_t^1 тесно связана со средней ценой, а переменная f_t^2 имеет тесную связь с показателем незавершенного производства. Причем статистическая связь между выручкой и незавершенным производством не обнаружена. При введении фиктивных переменных значение постоянной в исходном уравнении авторегрессии уменьшилось в 4 раза, что позволило улучшить качество получаемых оценок прогноза. Полученные результаты позволяют сделать вывод, что возможно разложение временного ряда на несколько составляющих рядов, каждый компонент которого имеет свою тенденцию.

List of literature

1. Davnis V.V., Tinyakova V.I. Forecasting model of the expert preferences. Voronezh: Published by Voronezh University, 2005. 248 p.
2. Dubrova T.A. Statistic forecasting methods: course course. M.: UNITI-DANA, 2003. 206 p.

РЕФЕРАТЫ

Разработка полезных ископаемых

УДК 622.271.3

Габитов Р.М., Гавришев С.Е., Бондарева А.Р., Кузнецова Т.С., Литвинов А.М. Влияние горнотехнических условий разработки крутопадающих месторождений на формирование внутренних отвалов при доработке и реконструкции карьеров.

Проанализировано влияние горнотехнических условий доработки и реконструкции карьера, разрабатывающего крутопадающее железорудное месторождение, на величину объема внутреннего отвала. Установлена зависимость емкости внутреннего отвала от порядка отработки месторождения, схемы вскрытия, величины элементов и показателей системы разработки.

Ил. 3. Табл. 2.

Ключевые слова: железорудные месторождения, внутренний отвал, схема вскрытия, система разработки, горно-геотехнический анализ.

УДК 553.435

Горбатова Е.А., Емельяненко Е.А. Минералогические и структурно-текстурные особенности колчеданных руд Учалинского месторождения, влияющие на процессы физико-химической геотехнологии.

Исследовались минералогические и структурно-текстурные особенности различных типов колчеданных руд Учалинского месторождения, рудных тел и установлены особенности, влияющие на процессы физико-химической геотехнологии, которая предполагает предварительное извлечение ценных компонентов кислотой и последующее осаждение выделенных ионов меди и цинка в локализованном объеме рудного массива на геохимическом барьере.

Ил. 6. Библиогр. 3 назв.

Ключевые слова: колчеданные руды, физико-химическая геотехнология, выщелачивание, геохимический барьер.

УДК 622.342

Кисляков В.Е., Никитин А.В. Систематика способов разупрочнения глинистых песков при разработке россыпных месторождений.

Предложена классификация способов подготовки глинистых песков в структуре процессов разработки россыпных месторождений, рассмотрены примеры.

Табл. 1. Библиогр. 8 назв.

Ключевые слова: россыпные месторождения, глинистые пески, процессы горных работ, подготовка, дезинтеграция.

УДК 622.273

Аглоков Х.И., Лаврик В.Д., Бакилов У.А. Гидрозакладка на ЖГМК.

Представлены данные по ведению гидрозакладочных работ на рудниках Жезказганского горно-металлургического комбината. Особенности закладки панелей под посёлком Жезказган, а также в охранной зоне рудников ЮЖР и ВЖР. Обобщен накопленный опыт гидрозакладочных работ в условиях, практически не имеющих аналогов в мировой практике ведения горных работ – многоярусность ведения работ, чрезмерно большие площади и объемы закладываемых панелей, незначительный уклон закладываемых панелей.

Ил. 2.

Ключевые слова: гидрозакладка, выработанное пространство, утилизация хвостов обогащения, горное давление.

УДК 622.235.6

Калмыков В.Н., Пергамент В.Х., Неугомонов С.С. Расчёт параметров отбойки трещиноватых руд скважинными зарядами при системах разработки с твердеющей закладкой.

Показаны технологические особенности отбойки в ус-

ловиях сильнотрещиноватого массива руд и предложена методика расчёта параметров буровзрывных работ.

Ил. 2. Табл. 1. Библ. 5 назв.

Ключевые слова: система разработки, трещиноватость, отбойка, буровзрывные работы.

Технологии переработки и утилизации образований и отходов

УДК 622.341

Панычев А.А., Никонова А.П. Исследование возможности извлечения карбоната кальция из отвалов для производства цемента.

В работе приведены результаты исследования и показана возможность переработки техногенных материалов из отвалов путём извлечения из них грохочением карбоната кальция, пригодного для использования при производстве цемента, при этом освобождаются для оборота земельные площади и улучшается экологическая обстановка в регионе.

Табл. 4.

Ключевые слова: техногенные материалы, отвалы, карбонат кальция, извлечение, показатели обогащения.

Литейное производство

УДК 621.74.018.256

Вдовин К.Н., Ячиков И.М., Антонов М.В., Цыбров С.В., Авдиенко А.В. Технология центробежного литья прокатных валков с использованием наружных холодильников.

Описана разработанная технология литья сортовых прокатных валков с глубиной рабочего слоя 120–140 мм, подразумевающая установку в тело формы наружных стальных холодильников для повышения средней скорости затвердевания металла в тепловых узлах на 6–8% до средней скорости затвердевания металла бочки вала. Это позволило снизить брак по некачественному свариванию металлов рабочего слоя и сердцевини при производстве сортовых валков методом центробежного литья.

Ил. 5. Библиогр. 3 назв.

Ключевые слова: центробежное литье, сортовой прокатный валок, наружные холодильники.

УДК 658.56

Вдовин К.Н., Давыдов А.В. Качество изготовления и эксплуатации прокатных валков с точки зрения принципов стандартов серии ISO 9000.

Рассматривается проблема увеличения срока службы прокатных валков с точки зрения применения принципов стандартов ISO 9000 при эксплуатации валков. Предложен ряд практических рекомендаций.

Библиогр. 4 назв.

Ключевые слова: прокатный валок, ISO 9000, эксплуатация валков, практическая рекомендация.

УДК 621.746.628

Масальский А.С., Ушаков С.Н., Мельничук Е.А., Селиванов В.Н., Бояринцев Д.А., Понамарёва Т.Б. Особенности затвердевания металла разного химического состава в кристаллизаторе слябовой машины непрерывного литья заготовок.

С использованием метода промышленной калориметрии проведено исследование затвердевания углеродистой, низколегированной конструкционной и трансформаторной стали в кристаллизаторах слябовой МНЛЗ двух типов: традиционный с медными плитами высотой 1200 мм и укороченный с медными плитами высотой 950 мм. Установлено, что интенсивность теплообмена между слитком и кристаллизатором, а также скорость затвердевания металла в нем не зависят от его высоты и

определяются временем пребывания металла в кристаллизаторе, перегревом разливаемого металла над температурой ликвидус и химическим составом стали. Получены эмпирические формулы для определения основных технологических параметров разливки для стали разного марочного сортамента.

Ил. 5. Табл. 3. Библиогр. 3 назв.

Ключевые слова: непрерывная разливка, сталь углеродистая, трансформаторная, низколегирующая, кристаллизатор, промежуточный ковш, температура поверхности, затвердевание, тепловой поток

УДК 669.187.25

Алексеев Л.В., Столяров А.М., Бигеев В.А., Малофеев А.Е. Изучение поведения элементов при выплавке полупродукта в сверхмощной дуговой сталеплавильной печи с различным расходом жидкого чугуна.

На разработанной математической модели произведена количественная оценка поступления химических элементов в ванну печи с шихтой и изменения их массы в металле по ходу плавки при различном расходе жидкого чугуна. Установлена зависимость потерь железа с выносами из металла от продолжительности работы печи под током. Количественно оценены различные составляющие потерь железа при плавке полупродукта в сверхмощной дуговой сталеплавильной печи.

Ил. 5. Библиогр. 4 назв.

Ключевые слова: дуговая сталеплавильная печь, металлургическая шихта, расход жидкого чугуна, выплавка полупродукта, математическая модель, химические элементы металла, компоненты шлака.

УДК 519.2:621.74

Чайкин А.В., Вольнов И.Н., Чайкин В.А. Исследование процесса модифицирования чугуна с использованием методов математической статистики и моделирования.

В данной работе теоретически обосновано, подтверждено экспериментально и моделированием процесса модифицирования эффективность дисперсных модификаторов. Оптимизированы технологические параметры модифицирования. Разработки внедрены в производство с экономическим эффектом.

Ил. 7. Табл. 1. Библиогр. 7 назв.

Ключевые слова: моделирование, процесс модифицирования, серый чугун, модификатор, статистический анализ.

Обработка металлов давлением

УДК 621.735.001.2

Железков О.С., Гатин Ф.Ф., Чуйко Е.Ю., Железков С.О. Применение критерия минимальной неравномерности деформации для оценки эффективности процессов обработки металлов давлением.

Используя критерий минимальной неравномерности деформации (по Ю.Н.Резникову), применительно к исследованию процессов пластического деформирования с использованием метода конечных элементов, выполнен поиск рациональных технологии горячей штамповки заготовок цельных корпусов шаровых шарниров и заготовок наконечников рулевых тяг.

Ил. 3. Библ. 7 назв.

Ключевые слова: обработка металлов давлением, штамповка, критерий неравномерности деформации, метод конечных элементов, шаровой шарнир, рулевая тяга.

УДК 621.771.23.001.2

Бельский С.М., Мухин Ю.А. Использование профилированных роликов для регулирования плоскостности прокатываемых полос.

Рассмотрено создание неравномерной эпюры переднего натяжения при охвате полосой профилированных роликов за клетью, влияние неравномерной эпюры переднего натяжения на распределение скоростей на выходе очага деформации по ширине полосы с учетом выравнивания по принципу Сен-Венана. Предложен принцип регулирования плоскостности с использованием охвата полосой профилированных роликов.

Ил. 2. Библиогр. 3 назв.

Ключевые слова: профилированные ролики, прокатка, эпюра натяжения, регулирование плоскостности.

Технология обработки материалов

УДК 621.941.01

Кургузов С.А., Сидоренко В.В., Волков А.А., Кургузов В.А. Формирование остаточных напряжений в поверхности закаленного стального инструмента при выглаживании.

Разработана математическая модель для определения остаточных напряжений после поверхностно-пластической обработки выглаживанием с применением теории подобия, в частности метода Релея.

Ил. 6. Библиогр. 5 назв.

Ключевые слова: остаточные напряжения, закаленный инструмент, математическая модель, выглаживание, теория подобия.

УДК 621.921-868

Сергеев С.В., Некрутов В.Г. Совершенствование процесса безразмерной обработки деталей в свободных абразивных средах.

Приведен анализ методов финишной обработки деталей. Обоснована целесообразность применения виброабразивной обработки в качестве отделочно-заачистной обработки деталей. Для интенсификации процесса безразмерной обработки деталей в машинах для гидрвиброабразивной обработки предлагается применять роторные инерционные вибровозбудители с управляемыми параметрами колебаний. Описан принцип действия роторного инерционного вибровозбудителя оригинальной конструкции. Отмечено, что при использовании предлагаемого вибровозбудителя можно одновременно реализовать ряд физических эффектов. Это позволит интенсифицировать технологический процесс безразмерной обработки деталей и повысить качественные показатели их обработки.

Ил. 3. Библиогр. 3 назв.

Ключевые слова: безразмерная обработка, гидрвиброабразивная обработка, свободная абразивная среда, роторный инерционный вибровозбудитель, турбулентность, виброструйный эффект, эффект вибрационного поддержания вращения ротора машины.

Материаловедение и термическая обработка металлов

УДК 669.14: 621.18

Казанцев А.Г., Зубченко А.С., Харина И.Л., Григорьев В.А., Жуков Р.Ю., Петрова О.Ю. Прогнозирование склонности стали 10ГН2МФА к замедленному деформационному коррозионному растрескиванию в высокотемпературной воде.

В работе на основе анализа имеющихся экспериментальных данных по замедленному деформационному коррозионному растрескиванию (ЗДКР) стали 10ГН2МФА в высокотемпературной воде получены соотношения, позволяющие прогнозировать изменение пластичности в зависимости от состава среды. Для описания повреждаемости при ЗДКР предложен деформационный подход и критериальные соотношения, в которых величина повреждения определяется приращением необратимых деформаций, скоростью деформирования и параметрами высокотемпературной воды.

Ил. 14. Табл. 1. Библиогр. 8 назв.

Ключевые слова: коррозионное растрескивание, парогенератор, кривые деформирования, пластичность, концентрация кислорода, охрупчивание, критерий разрушения, критический коэффициент интенсивности напряжений.

Наноматериалы и нанотехнологии

УДК 658.5

Камалов А.М. Методы оценки стоимости инновационно активных компаний.

В статье проводится анализ причин, препятствующих применению традиционных моделей бизнес-процессов к инновационно активным компаниям. Рассмотрены основные фак-

торы, которые необходимо учитывать при инвестировании в инновационные компании. Приведены рекомендации для составления бизнес-плана инновационно активной компании. Проведен анализ наиболее значимых факторов, способствующих успеху инновационного проекта.

Ключевые слова: метод оценки, инновационно активный, высокотехнологичный, инвестиции, бизнес-процесс, бизнес-план.

Стандартизация, сертификация и управление качеством

УДК 621.793

Носов А.Д. Моделирование сквозных технологий на основе нечетких отображений.

В предлагаемой статье приведена методология управления качеством сортамента метизных изделий с учетом особенностей сквозной технологии их производства. Предложен новый методологический подход и теория управления качеством сортамента метизов на основе нечетких отображений. При таком подходе параметры партии продукции как объекты управления следует рассматривать как элементы нечеткого множества, характер изометрической функцией принадлежности.

Ил. 4. Библиогр. 2 назв.

Ключевые слова: моделирование, управление качеством, метизные изделия, сквозная технология, нечеткие отображения, нечеткие множества, функция принадлежности.

УДК 65.01.1.004.12

Салганик В.М., Песин А.М., Бережная Г.А., Тимошенко В.И., Тарасов В.А. Разработка системы сбалансированных показателей в области качества с учетом ограничивающих факторов.

Статья посвящена проблеме оторванности существующих систем менеджмента качества на базе стандартов ИСО серии 9000 от бизнеса и отсутствию в них встроенных показателей эффективности. Также затрагивается вопрос связи успехов или неудач в области управления качеством с экономическими результатами работы предприятия. Решить данную проблему предлагается путем переноса сбалансированной системы показателей с учетом ограничивающих факторов в область качества. Предложенная система управления реализуется в рамках расширенного процесса непрерывного улучшения, в структуре которого представлен алгоритм выбора приоритетных мероприятий в области качества. Апробация проводилась на примере технологической системы ЛПЦ-8 ОАО «ММК» – ЦЛХП ОАО «ММК-МЕТИЗ».

Ил. 2. Табл. 1. Библиогр. 5 назв.

Ключевые слова: управление качеством, эффективность, ИСО, менеджмент.

УДК 621.778

Корчунов А.Г. Моделирование трансформации показателей качества металлургических изделий в процессах обработки.

Статья посвящена вопросам моделирования характера трансформации показателей качества метизных изделий в процессах обработки, использующих различные технологические методы.

Ил. 2. Табл. 1. Библиогр. 4 назв.

Ключевые слова: моделирование, показатели качества, метизное производство, методы обработки, математическая модель.

Моделирование металлургических процессов

УДК 621.73

Еникеев Ф.У., Рыжков В.Г., Иванцов А.Б., Усанов М.Ю. Разработка методики экспресс-выбора и идентификации определяющих соотношений при практических расчетах.

Определяющие соотношения играют ведущую роль в постановке краевой задачи механики ОМД как составляющие математических моделей используемых материалов. Для новых материалов, новых структур не всегда можно найти даже общую зависимость, либо табличные значения, как и для конкретной редкой марки стали. В работе решаются задачи выбора определяющих соотношений, наиболее

рациональных по критерию замкнутости и учитывающих основные сочетания параметров деформации из имеющихся в литературе вариантов, идентификации их по специальным методикам на основе набора экспериментальных данных и проверки адекватности полученных соотношений.

Ил. 2. Табл. 4. Библиогр. 13 назв.

Ключевые слова: определяющие соотношения, идентификация, параметры упрочнения, математическая модель, методика выбора.

Транспорт. Дорожное хозяйство. Организация перевозок

УДК 629.017.113

Кубатбек Муктарбек уулу. Анализ и синтез пофазного проезда перекрестка на центральных улицах города Бишкек.

Данная работа направлена на изучение интенсивности движения автомобильного транспорта на перекрестках города Бишкек. Дается предложение по добавлению фазы на левый поворот. Кроме того, дается рекомендация по уменьшению количества частного транспорта, используемого в городе. Предлагаемая система сокращает время проезда перекрестка и увеличивает скорость движения автомобилей в городском цикле. Что в последствии экономит топливо и понижает загрязнение воздушного бассейна города продуктами неполного сгорания топлива.

Ил. 3. Табл. 1. Библиогр. 4 назв.

Ключевые слова: автомобильный транспорт, интенсивность движения, перекресток, время проезда.

Управление состоянием массива горных пород

УДК 622.26:624

Хлусов А. Е. К расчету несущей способности сталеполимерного анкера.

В работе рассматривается решение задачи о распределении удельной нагрузки вдоль сталеполимерного анкера, скрепляющего два породных слоя, сцепление по контакту между которыми отсутствует. Решение построено на принципах, которые используются при расчете резьбовых соединений.

Ил. 4. Библиогр. 3 назв.

Ключевые слова: сталеполимерный анкер, несущая способность.

Экономика, управление и рынок продукции

УДК 338.45:669

Бобровский В.А. Методика прогнозирования выручки с помощью авторегрессионной модели.

При рациональном управлении, экономический показатель выручки от реализации продукции становится одним из важнейших показателей деятельности предприятия, т.к. выручка является основным источником денежных накоплений. Как экономическая категория она характеризует финансовый результат деятельности предприятия. Иными словами, под выручкой понимаются все расчетные поступления, которые могут быть использованы в качестве источника расчетов по обязательствам предприятия. Выручка является отправной точкой финансовых расчетов, от чего во многом зависит возможность предприятия своевременно и в полном объеме погашать свои обязательства. Поэтому на каждом предприятии необходимо своевременно отслеживать и анализировать динамику и причины их изменения. Вместе с тем выручка является запаздывающим показателем, и использование в управлении текущих результатов не даст полной картины состояния и направления дальнейшего развития. Что вызывает необходимость поиска методик прогнозирования и анализа выручки в качестве показателя деятельности предприятия, неотъемлемо связанного с достижениями предприятия в текущем или прошедшем периоде.

Табл. 1. Библиогр. 2 назв.

Ключевые слова: выручка, прогнозирование, экономика, статистика, фиктивная переменная.

REPORTS

Exploitation of mineral resources

UDC 622.271.3

Gabitov R.M., Gavrishev S.E., Bondareva A.R., Kuznetsova T.S., Litvinov A.M. The impact of the mining exploitation conditions of the steeply-dipping deposits on the internal dumps in the borrow pit debugging and reconstruction.

The article shows the impact of the mining conditions of the borrow pit updating and reconstruction, where the steeply-dipping deposit is being exploited, on the size of the internal dump. There is dependence of the internal dump capacity on the deposit debugging order, opening-out plan, the size of the elements and indicators of the development system.

Fig. 3. Table 2.

Key words: iron-ore deposits, internal dump, opening-out plan, exploitation system, mining and geometrical analysis.

UDC 553.435

Gorbatova E.A., Emelyanenko E.A. Mineralogical as well as structural and textured properties of the sulfur ores at Uchalinsky deposit which influence the processes of the physicochemical geotechnology.

The article considers mineralogical as well as structural and textured properties of various kinds of sulfur ores at Uchalinsky deposit and ore bodies. It also focuses on the peculiarities influencing the processes of the physicochemical geotechnology which implies preliminary extraction of some valuable components through acid and further deposition of copper and zinc ions within the localized volume of ore massif on the geochemical barrier.

Fig. 6. Bibliogr. 3 items.

Key words: sulfur ores, physicochemical geotechnology, leaching, geochemical barrier.

UDC 622.342

Kislyakov V.E., Nikitin A.V. Systematization of methods of the loamy sand softening in the gravel deposit exploitation.

The article gives the classification of methods for loamy sands in the gravel deposit exploitation and considers the examples.

Table 1. Bibliogr. 8 items.

Key words: gravel deposit, loamy sands, mining processes, development, disintegration.

UDC 622.273

Aglukov H.I., Lavrik B.D., Bakilov U.A. The hydraulic laying in Kzekkazgansky mining and metallurgical plant (KMMP).

The article gives data about the hydraulic laying operations in the mines of Kzekkazgansky mining plant. It also considers the peculiarities of panel laying in settlement Kzekkazgan and in the fenced-off area of the mines UZR and VZR. The experience in the hydraulic laying operations under the unique conditions of mining operations is generalized. It includes multilevel operations, extremely large areas and volumes of the laying panels, slight slope of the laying panels.

Fig. 2.

Key words: hydraulic laying, open area, reject utilization, rock pressure.

UDK 622.235.6

Kalmykov V.N., Pergament V.K., Neugomonov S.S. Characteristic calculation of fractured ore break through the deep-hole charges in the support systems with solid stowing.

The extract reveals the technological peculiarities of the break under the conditions of largely fractured ore massif and suggests the methods of the characteristic calculation for drill and fire operations.

Fig. 2. Table 1. Bibliogr. 5 items.

Key words: exploitation system, fracturing, break, drill and fire operations.

Processing and utilization technologies of formations and waste

UDC 622.341

Panychev A.A., Nikonova A.P. Research of calcium carbonate extraction from dumps to produce cement.

The research gives results and possibility to process man-caused materials from dumps by extracting calcium carbonate through riddling used for cement production. It gives territory and improves the ecological environment in the region.

Fig. 4.

Key words: man-caused materials, dumps, calcium carbonate, extraction, concentration indices.

Foundry engineering

UDC 621.74.018.256

Vdovin K.N., Yachikov I.M., Antonov M.V., Tsyblov S.V., Avdienko A.V. The technology of spun casting of forming rolls using outdoor chills.

The article describes casting technique of the bar forming rolls with coating 120-140 mm deep. It implies the installation of the outdoor steel chills in the pattern body to increase the average speed of metal hardening in the furnace by 6-8% up to the average speed of the metal hardening in the body of roll. It allows to reduce defects of low-quality welding of coating and core metals in the bar roll production through the spun casting.

Fig. 5. Bibliogr. 3 items.

Key words: spun casting, bar forming rolls, outdoor chills.

UDC658.56

Vdovin K.N., Davydov A.V. Production and operation quality of the forming rolls according to the standard principles of ISO 9000 series.

The article reveals the problem of increase in life time of the forming rolls according to the standard principles of ISO 9000 series in the roll operation. A number of practical recommendations are given.

Bibliogr. 4 items.

Key words: forming roll, ISO 9000, roll operation, practical recommendation.

UDC 621.746.628

Masalsky A.S., Ushakov S.N., Melnichuk E.A., Selivanov V.N., Boyarintsev D.A., Ponamareva T.B. The peculiarities of metal induration of various chemical composition in the crystallizer of the slab continuous casting machine.

The method of the industrial calorimetry allows doing the hardening research of carbon, low alloy structural and transformer steels in the crystallizers of the slab continuous casting machine of 2 types: traditional one with copper plates up to 1200 mm high and shortened one with copper plates up to 950 mm high. The rate of heat exchange between the ingot and the crystallizer as well as the speed of metal hardening doesn't depend on its height and is defined by the time the metal is in the crystallizer, overheating of casting metal at the liquidus temperature and steel chemical composition. The empirical formulas are received to define essential technological parameters of casting for the steel of various mix.

Fig. 5. Table 3. Bibliogr. 3 items.

Key words: continuous casting machine, carbon steel, transformer steel, low alloy steel, crystallizer, tundish ladle, surface temperature, hardening, heat flow.

UDC 669.187.25

Alexeev L.V., Stolyarov A.M., Bigeev V.A., Malofeev A.E. Element analysis in the semi-product melting in the super-power arc steel-making furnace with a different rate of hot metal consumption.

The given mathematical model shows quantitative assessment of the chemical elements coming into the furnace bath with the charge and their mass variation in the metal during melting with a different rate of hot metal consumption. The dependence of the iron loss with metal ejection on the duration of energized furnace operation can be seen. The quantitative assessment gives different components of iron loss in the semi-product melting in the super-power arc steel-making furnace.

Fig. 5. Bibliogr. 4 items.

Key words: arc steel-making furnace, metal charge, hot metal consumption, semi-product melting, mathematical model, metal chemical elements, slag component.

UDC 519.2:621.74

Chaikin A.V., Volnov I.N., Chaikin V.A. Analysis of the cast iron modification using the methods of mathematical statistics and modeling.

This analysis proves efficient disperse modifiers using theoretical arguments, experiments and models of the modification process. The technological parameters of modification are defined. New ideas are introduced in the production process taking into account saving rate.

Fig. 7. Table 1. Bibliogr. 7 назв.

Key words: modelling, process of modification, grey iron, modifier, statistical analysis.

Metal forming

UDC 621.735.001.2

Zhelezkov O.S., Gatin F.F., Chuyko E.Y., Zhelezkov S.O. The criteria of the minimal deformation irregularity to assess the metal forming efficiency.

Using the criteria of the minimal deformation irregularity (Y.N.Reznikov) for the plastic deformation processes with the finite element method the specialist determined the rational technologies for hot forming of the integral body billets of the ball-and-socket joints and billets of the steering link ends.

Fig. 3. Bibliogr. 7 items.

Key words: metal forming, forging, criteria of the deformation irregularity, finite element method, ball-and-socket joint, steering link.

UDC 621.771.23.001.2

Belsky S.M., Mukhin Y.A. Profiled rolls to adjust flatness of the rolled strip.

The article considers the irregular diagram of the front tension when the strip clasps the profiled rolls behind the stand. It also depicts the impact of the irregular diagram of the front tension on velocity distribution in the deformation site outlet along the strip width using balancing according to San-Vanan's principle.

Fig. 2. Bibliogr. 3 items.

Key words: profiled rolls, rolling, tension diagram, flatness adjustment.

Metal working technologies

UDC 621.941.01.

Kurguzov S.A., Sidorenko V.V., Volkov A.A., Kurguzov V.A. Residual voltages in the surface of the hard steel instrument in smothering.

The mathematical model has been worked out to define the residual tension after the surface-plastic treatment through smothering using the similarity theory especially Reley's method.

Fig. 6. Bibliogr. 5 items.

Key words: residual tension, hard instrument, mathematical model, smothering, similarity theory.

UDC 621.921-868

Sergeev S.V., Nekrutov V.G. Enhancement of the nondimensional part machining in the loose abrasive medium.

The method analysis of the final part machining is given. The article shows the efficiency of vibroabrasive machining as finishing-and-skinning machining. To intensify the process of the nondimensional part machining in the equipment for hydraulic finishing-and-skinning machining it is essential to apply the rotary inertial vibration exciter with monitored fluctuation parameters. The operation principle of the rotary inertial vibration exciter of the original construction is described. While using the vibration exciter it is possible to get a number of physical effects. It allows to intensify the technological process of the nondimensional part machining and increase the machining parameters.

Fig. 3. Bibliogr. 3 items.

Key words: nondimensional machining, hydraulic finishing-and-skinning machining, loose abrasive medium, rotary inertial vibration exciter, turbulence, spray effect, effect of vibration rotation of the machine rotor.

Material science and thermal metal treatment

UDC 669.14:621.18

Kazantsev A.G., Zubchenko A.S., Kharina I.L., Grigoryev V.A., Zhukov R.Y., Petrova O.Y. Prediction of 10 GH2MFA steel inclination to slow deformation corrosion cracking in the high temperature water.

The analysis of the experimental data of the slow deformation corrosion cracking of 10 GH2MFA steel in the high temperature water contributes to the proportion to analyze the dependence of plasticity modification on the water structure. To describe the damaged parts in the slow deformation corrosive cracking the deformation approach and criterion proportions are applied. In the criterion proportions the damage size is defined by irreversible deformation, deformation velocity and parameters of the high temperature water.

Fig. 14. Table 1. Bibliogr. 8 items.

Key words: corrosion cracking, hot-water generator, warping curve, plasticity, concentration of oxygen, brittle behavior, fracture criterion, crippling stress intensity factor.

Nanomaterials and nanotechnologies

UDC 658.5

Kamalov A.M. Cost assessment methods of innovation active companies.

The article gives the analysis of causes which prevent to use traditional business process models for innovation active companies. It also considers main factors which should be taken into account while investing in the innovation companies. The recommendations to draw a business-plan for the innovation active company are given. There is analysis of some essential factors to improve the innovation project.

Key words: assessment method, innovation active, high-tech, investment, business process, business plan.

Standardization, certification and quality control

UDC 621.793

Nosov A.D. Major technology modeling on basis of fuzzy reflections.

The given article shows the methods of quality control of the hardware article range taking into account the peculiarity of major technology. The new methodological approach and quality control theory of hardware range based on the fuzzy reflections are shown. This approach allows considering article parameters exactly control objects as elements of fuzzy set which is characterized by membership function.

Fig. 4. Bibliogr. 2 items.

Key words: modeling, quality control, hardware articles, major technology, fuzzy reflections, fuzzy sets, membership function.

UDC 65.01.1.004.12

Salganik V.M., Pesin A.M., Berezhnaya G.A., Timoshenko V.I., Tarasov V.A. System of the balanced parameters in quality with limiting factors.

The article considers the problem of inefficiency of quality management systems based on ISO 9000 series in business and lack of efficiency incorporate parameters. It deals with the issue of successes and failures in the quality control and economical results of the enterprise. To solve the problem it is necessary to shift the balanced parameter system with limiting factors into the quality sphere. The given management system is applied within the extended process of continuous improvement. Its structure gives the algorithm of selecting the foreground events in the quality sphere. Approbation was held in the technological system of Sheet Mill-8 OJSC "MMK" – Strip Cold Rolling OJSC "MMK-METIZ".

Fig. 2. Table 1. Bibliogr. 5 items.

Key words: quality control, efficiency, ISO, management.

UDC 621.778

Korchunov A.G. Transformation modeling of the quality parameters of metal production in the treatment processes.

The article depicts transformation modeling of the quality parameters of hardware articles in the treatment processes using various technological methods.

Fig. 2. Table 1. Bibliogr. 4 items.

Key words: modeling, quality parameters, hardware production, treatment methods, mathematical model.

Modeling of metallurgical processes

UDC 621.73

Yeniseev F.U., Ryzhkov V.G., Ivantsov A.B., Usanov M.Y. Express-selection method and identification of the determinative correlations in the practical calculations.

The determinative correlations play an important role in the essential goal of metal forming mechanics as components of the mathematical models in the material in use. For the new materials and structures it is difficult to find even general dependence or tabulated values. It also concerns specific rare steel grade. The selection of the determinative correlations is under consideration. The determinative correlations should be more rational according to the closure standard and consider the essential deformation parameters from the given variants in the literature, their identification according to the special methods based on experimental data selection and model verification of the correlations.

Fig. 2 Table 4. Bibliogr. 13 items

Key words: determinative correlations, identification, hardening parameters, mathematical model, selection method.

Transport. Road Economy. Transit

UDC 629.017.113

Kubatbek Muktarbek Uulu. Analysis and synthesis of the crossing phase pass in the center of Bishkek.

This article studies heavy traffic at the crossings in Bishkek. It suggests adding some phases for the left turning and decreases the number of private vehicles in the city. The given system reduces the time which takes to pass the crossing and increases vehicle speed in the city. It saves fuel and reduces air pollution caused by partial fuel combustion.

Fig. 3. Table 1. Bibliogr. 4 items.

Key words: motor transport, heavy traffic, crossing, pass time.

Mining massif management

UDC 622.26:624

Khlusov A.E. The calculation of bearing capacity of the steel polymeric anchor.

The extract considers the distribution of specific load along the steel polymeric anchor which joints two rock layers. There is no cohesion of contacts between them. The solution is based on the principles which are used to calculate threaded connections.

Fig. 4. Bibliogr. 3 items.

Key words: steel polymeric anchor, bearing capacity.

Economics, management and production market

UDC 338.45:669

Bobrovsky V.A. Revenue forecasting using the autoregressive model.

In rational management the economical sale proceeds are the main indicators of the enterprise development as revenue is the main source of financial accumulation. As an economical category it characterizes financial result of the enterprise activity. The revenue implies all the calculation inpayments which can be used as a source of liability payment. The revenue is the main point of financial calculations. The possibility of the enterprise to pay its liabilities timely and fully depends on the revenue intake. It is necessary to trace and analyze the dynamics and fluctuation causes. Furthermore the revenue is a retarded indicator and current results don't show the whole situation and further direction. It forces to search the methods of forecasting and revenue analysis as an indicator of enterprise activity that deals with achievements this year as well as last period.

Fig. 2. Bibliogr. 2 items.

Key words: revenue, forecasting, economics, statistics, fictitious variable.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Авдиенко Андрей Владимирович – заместитель начальника литейного цеха ЗАО «Механоремонтный комплекс» ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Аглюков Харис Исакович – кандидат технических наук, доцент кафедры экономики и коммерции ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Алексеев Леонид Вячеславович – аспирант кафедры металлургии чёрных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mcm@mgtu.ru.

Антонов Михаил Викторович – аспирант ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mantonov@inbox.ru.

Бакилов Умурзак Акимбекович – директор участка закладочных работ Жезказганского горно-металлургического комбината, Казахстан.

Бельский Сергей Михайлович – кандидат технических наук, доцент кафедры прокатки ГОУ ВПО «Липецкий государственный технический университет».

Бережная Галина Андреевна – аспирантка ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: berejnaya1609@mail.ru.

Бигеев Вахит Абдрашитович – доктор технических наук, профессор кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mcm@mgtu.ru.

Бобровский Вадим Анатольевич – аспирант кафедры математических методов в экономике ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: wootmail@mail.ru.

Бондарева Альбина Робертовна – ассистент кафедры информатики и информационных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: tsk_79@mail.ru.

Бояринцев Дмитрий Александрович – инженер-технолог НП «Инновационный технопарк МГТУ», г. Магнитогорск.

Вдовин Константин Николаевич – доктор технических наук, профессор, Заслуженный деятель науки РФ, Лауреат Премии Правительства РФ, проректор по научной работе ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: vdovin@magtu.ru.

Волков Алексей Александрович – студент гр. КТ-03-1 ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Вольнов Илья Николаевич – кандидат технических наук. Ведущий инженер ЗАО «Русская промышленная компания», г. Москва. E-mail: volnov@cad.ru.

Габитов Роберт Мухтарович – кандидат технических наук, доцент кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: tsk_79@mail.ru.

Гавришев Сергей Евгеньевич – доктор технических наук, профессор кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: ormpi-cg@magtu.ru.

Гатин Федор Фидалевич – аспирант кафедры машин и технологий обработки давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Gatin@mail.ru.

Горбатова Елена Александровна – кандидат технических наук, старший преподаватель, зав. кафедрой маркшейдерского дела и геологии ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Григорьев Владимир Александрович – кандидат технических наук, начальник отдела ОКБ «ГИДРОПРЕСС», г. Москва.

Давыдов Алексей Владимирович – аспирант кафедры электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: al-dav@yandex.ru.

Емельяненко Елена Алексеевна – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры маркшейдерского дела и геологии ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Еникеев Фарид Усманович – доктор технических наук, профессор ГОУ ВПО «Уфимский государственный нефтяной технический университет». E-mail: kobros@narod.ru.

Железков Олег Сергеевич – доктор технических наук, профессор кафедры машин и технологий обработки давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Ferumoff@mail.ru.

Железков Сергей Олегович – аспирант кафедры машин и технологий обработки давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Ferumoff@mail.ru.

Жуков Роман Юрьевич – аспирант ОАО НПО «ЦНИИТМАШ», г. Москва.

Зубченко Александр Степанович – доктор технических наук, профессор, заместитель директора по научной работе ОКБ «ГИДРОПРЕСС», г. Москва.

Иванцов Артем Борисович – ассистент кафедры специальных дисциплин ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», филиал в г. Белорецке.

Казанцев Александр Георгиевич – доктор технических наук, заведующий отделом прочности ОАО НПО «ЦНИИТМАШ», г. Москва. E-mail: kazantsev_a_g@mail.ru.

Калмыков Вячеслав Николаевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Камалов Александр Михайлович – старший аналитик ГК «Роснотех», аспирант Финансовой Академии кафедры «Оценка и управление собственностью», г. Москва.

Кисляков Виктор Евгеньевич – доктор технических наук, профессор кафедры открытых горных работ Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета, г. Красноярск. E-mail: rosau@rol.ru

Корчунов Алексей Георгиевич – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: agorchunov@mail.ru.

Кубатбек Муктарбек уулу – заместитель декана Кыргызско-Германского технического факультета Кыргызского государственного технического университета им. И.Раззакова, г. Бишкек.

Кузнецова Татьяна Сергеевна – кандидат технических наук, доцент кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: tsk_79@mail.ru.

Кургузов Вячеслав Анатольевич – мастер ЗАО «Механоремонтный комплекс» ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Кургузов Сергей Анатольевич – кандидат технических наук, доцент кафедры технологии машиностроения ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Лаврик Владимир Дмитриевич – главный технолог закладочных работ Жезказганского горно-металлургического комбината, Казахстан.

Литвинов Андрей Михайлович – аспирант кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: tsk_79@mail.ru.

Малюфеев Алексей Евгеньевич – аспирант кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mcm@mgtu.ru

Масальский Артем Станиславович – аспирант кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Мельничук Евгений Александрович – старший мастер отделения непрерывной разливки стали кислородно-конвертерного цеха ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Мухин Юрий Александрович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой прокатки ГОУ ВПО «Липецкий государственный технический университет».

Некрутов Владимир Геннадьевич – аспирант кафедры «Технология машиностроения, станки и инструмент» ГОУ ВПО «Южно-Уральский государственный университет», г. Челябинск.

Неугомонов Сергей Сергеевич – ассистент кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Никитин Андрей Викторович – аспирант кафедры открытых горных работ Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета, г. Красноярск. E-mail: gosau@rol.ru.

Никонова Алёна Петровна – студентка Высшей школы управления Санкт-Петербургского государственного политехнического университета.

Носов Алексей Дмитриевич – кандидат технических наук, директор ОАО «ММК-МЕТИЗ», г. Магнитогорск.

Паньчев Анатолий Алексеевич – кандидат технических наук, главный специалист по природным ресурсам ОАО "Урал Сталь", г. Новотроицк. E-mail: arpanchev@uralsteel.com

Пергамент Владимир Хаймович – старший научный сотрудник кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Песин Александр Моисеевич – доктор технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Петрова Ольга Юрьевна – аспирант ОАО НПО «ЦНИИТМАШ», г. Москва.

Понамарёва Татьяна Борисовна – аспирант кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Рыжков Вадим Григорьевич – кандидат технических наук, доцент ГОУ ВПО «Уфимский государственный авиационный технический университет», филиал в г. Белорецке.

Салганик Виктор Матвеевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой обработки металлов давлением, декан факультета технологий и качества ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Селиванов Валентин Николаевич – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Сергеев Сергей Васильевич – кандидат технических наук, доцент кафедры «Технология машиностроения, станки и инструмент» ГОУ ВПО «Южно-Уральский государственный университет», филиал в г. Златоусте.

Сидоренко Вячеслав Викторович – студент гр. КТ-03-1 ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Столяров Александр Михайлович – доктор технических наук, профессор кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mcm@mgtu.ru.

Тарасов Владимир Александрович – студент ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Тимошенко Вадим Иванович – директор по оперативно-управлению торгово-сервисными комплексами Башкирского торгово-промышленного союза.

Усанов Михаил Юрьевич – ассистент кафедры специальных дисциплин ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», филиал в г. Белорецке. E-mail: barracuda_m@mail.ru.

Ушаков Сергей Николаевич – главный инженер ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Харина Ирина Лазаревна – кандидат технических наук, главный научный сотрудник ОАО НПО «ЦНИИТМАШ», г. Москва.

Хлусов Александр Евгеньевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геомеханики Научного центра геомеханики и проблем горного производства при Санкт-Петербургском государственном горном институте (техническом университете). E-mail: hlusoff@rambler.ru.

Цыбров Сергей Васильевич – кандидат технических наук, начальник литейного цеха ЗАО «Механоремонтный комплекс» ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Чайкин Андрей Владимирович – аспирант ГОУ ВПО «Московский государственный технический университет им. Баумана». E-mail: chaika1983@inbox.ru.

Чайкин Владимир Андреевич – кандидат технических наук, заместитель директора по научной работе филиала МГОУ в г. Сафоново. E-mail: sro_ral@mail.ru.

Чуйко Евгений Юрьевич – ассистент кафедры машин и технологий обработки давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Chujko@mail.ru.

Ячиков Игорь Михайлович – кандидат технических наук, доцент кафедры вычислительной техники и прикладной математики ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

THE INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Aglukov Kharis Iskhakovich - candidate of technical science, associate professor at the department of economics and commerce at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov", Magnitogorsk.

Alexeev Leonid Vyacheslavovich – post-graduate student at the department of ferrous metals at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov".

Antonov Mikhail Viktorovich – post-graduate student at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov".

Avdienko Andrey Vladimirovich – deputy chief of the foundry at the Closed JSC "Mechanical and repair complex" of the OJSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works".

Bakilov Umurzak Akimbekovich – director of the laying operation area at Kzezkazgansky mining plant, Kazakhstan.

Belsky Sergey Mikhailovich – candidate of technical science, associate professor of the rolling department at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Lipetsky State Technical University".

Berezhnaya Galina Andreevna – post-graduate student at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov". E-mail: bereznaya1609@mail.ru.

Bigeev Vakhit Abdrashitovich – doctor of technical science, professor at the department of ferrous metals at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov". E-mail: mcm@mgtu.ru.

Bobrovsky Vadim Anatolyevich – post-graduate student at the department of the mathematical methods in economics at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov". E-mail: wootmail@mail.ru.

Bondareva Albina Robertovna – assistant at the department of information science and information technologies at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov". E-mail: tsk_79@mail.ru.

Boyarintsev Dmitry Alexandrovich – processing engineer of the non-profit organization "Innovation Technopark of MSTU", Magnitogorsk.

Chaikin Andrey Vladimirovich – post-graduate student in MSTU named after Bauman. E-mail: chaika1983@inbox.ru.

Chaikin Vladimir Andreevich – candidate of technical science, deputy director in scientific work at the branch MSEI in Safonovo. E-mail: sro_ral@mail.ru.

Chuyko Evgeny Yuryevich – assistant at the department of the machine and metal forming technologies at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov".

Davydov Alexey Vladimirovich – post-graduate student at the department of the electrometallurgy and foundry engineering at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov". E-mail: aldav@yandex.ru.

Emelyanenko Elena Alekseevna – candidate of technical science, senior lecturer of the department of the surveyor busi-

ness and geology at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov".

Gabitov Robert Mukhtarovich – candidate of technical science, associate professor at the department of the open exploitation of the mineral resource deposits at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov". E-mail: tsk_79@mail.ru.

Gatin Fedor Fidailevich – post-graduate student at the department of the machine and metal forming technologies at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov".

Gavrishev Sergey Evgenyevich – Doctor of technical science, prof. at the department of the open exploitation of the mineral resource deposits at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov". E-mail: ormpi-cg@magtu.ru.

Gorbatova Elena Alexandrovna – candidate of technical science, senior lecturer, head of the department of the surveyor business and geology at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov".

Grigoryev Vladimir Alexandrovich – candidate of technical science, manager of the department OKB "GIDRO-PRESS", Moscow.

Ivantsov Artem Borisovich – assistant at the department of special disciplines at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov", branch in Beloretsk.

Kalmykov Vyacheslav Nikolaevich – doctor of technical science, professor, head of the department of the underground mining of natural resources at the State Educational Institution of Higher Professional Education "Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov".

Kamalov Alexander Mikhailovich – senior analyst SC "Rosnanotech", post-graduate student at the Financial Academy at the department "Property assessment and management", Moscow.

Kazantsev Alexander Georgevich – doctor of technical science, head of the strength department at the OJSC STA "Central Research Institute of Manufacturing Engineering TSNIIT-MASH", Moscow. E-mail: kazantsev_a_g@mail.ru.

Kharina Irina Lazarevna – candidate of technical science, senior scientific leader at the OJSC STA "Central Research Institute of Manufacturing Engineering TSNIIT-MASH", Moscow.

Khlysov Alexander Evgenyevich – candidate of technical science, senior scientific worker at the geomechanics laboratory of the Scientific center of geomechanics and mining problems in St. Petersburg State Mining Institute (technical university). E-mail: hlusoff@rambler.ru.

Kislyakov Victor Evgenyevich – doctor of technical science, professor of the department of the open cast mining at the Institute of mining, geology and geotechnologies of Siberian Federal University, Krasnoyarsk. E-mail: rosau@rol.ru.

Korchunov Alexey Georgevich – candidate of technical science, associate professor at the department "Metallurgical and engineering technologies" at the State Educational Institu-

tion of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”. E-mail: agkor-chunov@mail.ru.

Kubatbek Muktarbek Uulu – Kyrgyzsky State Technical University named after Razzakova, Kyrgyzsky and German Technical University, Bishkek.

Kurguzov Sergey Anatolyevich – candidate of technical science, associate professor of the department of mechanical engineering at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Kurguzov Vyacheslav Anatolyevich – foreman of Closed JSC “MRK”.

Kuznetsova Tatiana Sergeevna – candidate of technical science, associate professor at the department ORMPI at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”. E-mail: tsk_79@mail.ru.

Lavrik Bladimir Dmitrievich – production manager of the laying operation at Kzezkazgansky mining plant, Kazakhstan.

Litvinov Andrey Mikhailovich – post-graduate student, associate professor at the department ORMPI at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”. E-mail: tsk_79@mail.ru.

Malofeev Alexey Evgenyevich – post-graduate student at the department of ferrous metals at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Masalsky Artem Stanislavovich – post-graduate student at the department of ferrous metals at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Melnichuk Evgeny Alexandrovich – chief foreman at the continuous casting department of the oxygen-converter shop at the OSJC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Mukhin Yury Alexandrovich – doctor of technical science, professor, head of the rolling department at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Lipetsky State Technical University”.

Nekrutov Vladimir Gennadyevich – post-graduate student at the department “Engineering technology, mills and instrument” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “South Ural State University”, branch in Zlatoust, Chelyabinsk.

Neugomonov Sergey Sergeevich – assistant of the department of the underground mining of natural resources at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Nikitin Andrey Viktorovich – post-graduate student of open cast mining at the Institute of mining, geology and geotechnologies of Siberian Federal University, Krasnoyarsk. E-mail: rosau@rol.ru.

Nikonova Alena Petrovna – student of Higher School of Management at St. Petersburg State Polytechnical University.

Nosov Alexey Dmitrievich – candidate of technical science, director of OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works – METIZ”.

Panychev Anatoly Alekseevich – candidate of technical science, main specialist in natural resources at the OJSC “Ural Steel”, Novotroitsk. E-mail: a.panychev@uralsteel.com.

Pergament Vladimir Khaimovich – senior research worker of the department of the underground mining of natural resources at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Pesin Alexander Moiseevich – doctor of technical science, professor of the department “Metal forming” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Petrova Olga Yuryevna – post-graduate student at the OJSC STA “Central Research Institute of Manufacturing Engineering TSNIITMASH”, Moscow.

Ponamareva Tatiana Borisovna – post-graduate of the department of ferrous metals at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Ryzhkov Vadim Grigoryevich – candidate of technical science, associate professor at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Ufimsky State Oil Technical University”, branch in Beloretsk.

Salganik Viktor Matveevich – doctor of technical science, professor, head of the department “Metal forming”, dean of the faculty “Technology and quality” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Selivanov Valentin Nikolaevich – candidate of technical science, associate professor, head of the department of ferrous metals at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Sergeev Sergey Vasilyevich – candidate of technical science, associate professor of the department “Engineering technology, mills and instrument” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “South Ural State University”, branch in Zlatoust.

Sidorenko Vyacheslav Viktorovich – student of group KT-03-1 at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Stolyarov Alexander Mikhailovich – doctor of technical science, professor at the department of ferrous metals at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”. E-mail: mcm@mgtu.ru.

Tarasov Vladimir Alexandrovich – student at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Timoshenko Vadim Ivanovich – director of operational management of the trading complexes in Bashkir trading and industrial union.

Tsybrov Sergey Vasilyevich – candidate of technical science, chief of the foundry at the Closed JSC “Mechanical and repair complex” of the OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Usanov Mikhail Yuryevich – assistant at the department of special disciplines at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”, branch in Beloretsk. E-mail: barracula_m@mail.ru.

Ushakov Sergey Nikolaevich – chief engineer at the OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Vdovin Konstantin Nikolaevich – doctor of technical science, professor, honoured scientist in the RF, laureate of the government prize of RF, pro-rector in scientific work at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”. E-mail: vdovin@magtu.ru.

Vdovin Konstantin Nikolaevich – doctor of technical science, professor, honoured scientist in the RF, laureate of the government prize of RF, pro-rector in scientific work at the State Educational Institution of Higher Professional Education

“Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”. E-mail: vdovin@magtu.ru.

Volkov Alexey Alexandrovich – student of the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Volnov Ilya Nikolaevich – candidate of technical science, principal engineer at the Closed JSC “Russian Industrial company”, Moscow. E-mail: volnov@cad.ru.

Yachikov Igor Mikhailovich – candidate of technical science, associate professor of the department “Computer engineering and applied mathematics” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Yenikeev Farid Usmanovich – doctor of technical science, professor at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Ufimsky State Oil Technical University”. E-mail: kobros@narod.ru.

Zhelezkov Oleg Sergeevich – doctor of technical science, professor at the department of the machine and metal forming technologies at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Zhelezkov Sergey Olegovich – post-graduate student at the department of the machine and metal forming technologies at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Zhukov Roman Yryevich – post-graduate student at the OJSC STA “Central Research Institute of Manufacturing Engineering TSNIITMASH”, Moscow.

Zubchenko Alexander Stepanovich – doctor of technical science, professor, deputy director in scientific work at the OKB “GIDROPRESS”, Moscow.

УВАЖАЕМЫЕ КОЛЛЕГИ!

Мы приглашаем Вас к участию в нашем журнале в качестве авторов, рекламодателей и читателей.

Журнал формируется по разделам, отражающим основные направления научной деятельности ученых МГТУ, в частности:

- РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.
- МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.
- ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ В ДАВЛЕНИИ.
- ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО
- ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ.
- МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ.
- СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ.
- МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.
- НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И ОБОРУДОВАНИЕ.
- ЭНЕРГЕТИКА МЕТАЛЛУРГИИ, ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ И ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ.
- УПРАВЛЕНИЕ, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.
- СТРОИТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И СТРОИТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.
- ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ.
- ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ.
- СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ, ПОДГОТОВКА И ОБУЧЕНИЕ СПЕЦИАЛИСТОВ.
- ИНФОРМАЦИЯ и др.

Раздел «Новые исследования» или «Краткие сообщения» предназначен для оперативной публикации работ преимущественно аспирантов. В журнал входят учебно-методический и библиографический разделы.

Общее количество разделов и их объем может варьироваться от номера к номеру.

ТРЕБОВАНИЯ К СТАТЬЯМ, ПРИНИМАЕМЫМ К ПУБЛИКАЦИИ

I. Рекомендуемый объем статьи – 6–8 стр.

К статье прилагаются:

- 1) акт экспертизы;
- 2) рецензия;
- 3) сведения об авторах (на английском и русском языках): полное название учреждения, фамилия, имя, отчество, ученая степень, направление исследований, звание и должность, контактный телефон и E-mail;
- 4) реферат на английском и русском языках по следующему образцу (~200 знаков):

UDC 622.27
Ivanov I.I., Petrov P.P. Development of gold-ore deposits extraction systems.
The method of sloping is represented...
Fig. 2. Table 2. Bibliogr. 7 names.

5) библиографический список на английском и русском языках;

б) ключевые слова на английском и русском языках.

II. Текст статьи, сведения об авторах, реферат, библиографический список и ключевые слова представляются на электронном носителе в виде файла, созданного средствами Microsoft Word, и распечаткой на стандартных листах бумаги формата А4.

При наборе статьи в Microsoft Word рекомендуются следующие установки:

1) **шрифт** – **Times New Roman**, размер – 14 пт, межстрочный интервал – одинарный, перенос слов – автоматический;

2) при вставке **формул** использовать встроенный редактор формул **Microsoft Equation** со стандартными установками;

3) **рисунки и фотографии**, вставленные в документ, должны быть четко выполнены, допускать перемещение в тексте и возможность изменения размеров (толщины линий и размеры обозначений должны обеспечивать четкость при уменьшении рисунка до рациональных размеров). Рисунки предоставлять в виде распечатки на стандартных листах бумаги формата А4 и отдельным файлом в формате *.TIF, *.JPG, с разрешением **300 dpi**, V&W – для черно-белых иллюстраций, Grayscale – для полутонов, максимальный размер рисунка с подписью – 150×235 мм. В тексте статьи должны быть подрисовочные надписи в местах размещения рисунков. Например:

Рис. 4. Расчётная зависимость $\gamma(t)=I_{нв}/I_{н0}$ от времени и удалённости КЗ от выводов асинхронного двигателя

Внимание! Публикация статей является бесплатной. Преимущество опубликования представляется авторам и учреждениям, оформившим подписку на журнал.

Статьи проходят обязательное научное рецензирование.

Редакция оставляет за собой право отклонять статьи, не отвечающие указанным требованиям.

По вопросам публикации статей обращаться: 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38. Магнитогорский государственный технический университет, Редколлегия журнала «Вестник МГТУ» М. Чукину.

Телефоны: (3519) 29-85-26, 29-85-17.

Факс (3519) 22-41-46.

E-mail: rio_mgtu@mail.ru; mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru (с указанием темы сообщения «Вестник МГТУ»).