

Учредители: Национальная академия наук Украины
Институт электросварки им. Е. О. Патона
Международная ассоциация «Сварка»

Издатель: Международная ассоциация «Сварка»

Выходит 4 раза в год

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:

Главный редактор
Б. Е. Патон

М. И. Гасик,
Г. М. Григоренко (зам. гл. ред.),
Д. М. Дяченко (отв. секр.),
М. Л. Жадкевич, В. И. Лакомский,
В. К. Лебедев, Л. Б. Медовар,
Б. А. Мовчан, А. Н. Петрунько,
Н. П. Тригуб, А. А. Троянский

МЕЖДУНАРОДНЫЙ РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ:

Г. М. Григоренко (Украина)
В. И. Кашин (Россия)
Б. Короуич (Словения)
С. Ф. Медина (Испания)
А. Митчелл (Канада)
Б. Е. Патон (Украина)
В. Рамакришна Рао (Индия)
Ц. В. Рашев (Болгария)
Ж. Фокт (Франция)
Т. Эль Гаммаль (Германия)

Адрес редакции:

Украина, 03680, г. Киев-150,
ул. Боженко, 11
Институт электросварки
им. Е. О. Патона НАН Украины
Тел.: (38044) 528 34 84,
261 53 90, 529 26 23
Факс: (38044) 528 04 86
E-mail: journal@paton.kiev.ua
http://www.nas.gov.ua/pwj

Редактор:

В. И. Котляр
Электронная верстка:
Д. М. Дяченко, Л. Н. Герасименко,
И. С. Баташева

Свидетельство
о государственной регистрации
КВ 6185 от 31.05.2002

Журнал входит в перечень
утвержденных ВАК Украины изданий
для публикации трудов
соискателей ученых степеней

При перепечатке материалов ссылка
на журнал обязательна.
За содержание рекламных материалов
редакция журнала
ответственности не несет.
Цена договорная

СОДЕРЖАНИЕ

ЭЛЕКТРОШЛАКОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ

Митчелл А. Об изготовлении крупных поковок из сплавов, чувствительных к сегрегации 3

Медовар Л. Б., Саенко В. Я., Ус В. И., Ярош В. М. Особенности конструирования биметаллических заготовок для производства арматурного профиля с коррозионно-стойким плакирующим слоем из стали 316L 9

Медовар Л. Б., Троянский А. А., Саенко В. Я., Федоровский Б. Б., Цыкуленко А. К., Рябцев А. Д., Ус В. И., Журавель В. М., Зайцев В. А., Петренко В. Л. О новом подходе к конструкции камерных печей ЭСП 15

Шаповалов В. А., Биктагиров Ф. К., Гнатушенко А. В., Игнатов А. П. Проблемы переработки некомпактных алюминиевых отходов (Обзор) 18

Еремин Е. Н. Применение электрошлакового переплава для регенерации отходов жаропрочных сплавов 23

ЭЛЕКТРОННО-ЛУЧЕВЫЕ ПРОЦЕССЫ

Гречанюк Н. И., Осокин В. А., Гречанюк И. Н., Минакова Р. В. Композиционные материалы на основе меди и молибдена для электрических контактов, конденсированные из паровой фазы. Структура, свойства, технология. Часть 1. Современное состояние и перспективы применения технологии электронно-лучевого высокоскоростного испарения-конденсации для получения материалов электрических контактов 28

ПЛАЗМЕННО-ДУГОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ

Жадкевич М. Л., Шаповалов В. А., Торхов Г. Ф., Якуша В. В., Гниздыло А. Н. Капельный перенос металла при плазменно-индукционном выращивании плоских монокристаллов вольфрама 36

Шаповалов В. А., Мельник Г. А., Жиров Д. М., Ждановский А. А., Цыкуленко К. А., Приходько М. С. Применение плазменных технологий в процессах получения железа из рудных материалов 40

ОБЩИЕ ВОПРОСЫ МЕТАЛЛУРГИИ

Грыцкив Я. П., Газнюк Ю. С., Неделько М. С., Кривко В. И. Современные возможности обновления аналитического оборудования для эмиссионного спектрального анализа 48

ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ

Петров Б. Ф., Кутузов С. В., Уразлина О. Ю., Быковец В. В. Исследования работы электрокальцинаторов промышленного предприятия ОАО «Украинский Графит» 52

ЭКОНОМИКА

Жуков В. В., Ус И. В. О технико-коммерческой целесообразности производства и применения биметаллической арматуры 57

ИНФОРМАЦИЯ

МГУ им. М. В. Ломоносова — 250 лет 60

Призеры конкурса «Интеллектуальный потенциал молодых ученых — городу Киеву» 61

Л. С. Кирееву — 60! 61

Диссертация на соискание ученой степени 62

Липодаев В. Н. Международная конференция «Ti-2005 в СНГ» 63

Новые книги 65

ИЗДАНИЕ ЖУРНАЛА ПОДДЕРЖИВАЮТ



ОАО «Украинский графит»

Научно-производственный центр «ТИТАН»



Международный центр электронно-лучевых технологий

КП «Запорожский титано-магниевого комбинат»

SOVREMENNAYA ELEKTROMETALLURGIYA

(Electrometallurgy Today)

Nº 2 (79)
2005

Published since January, 1985

Founders: The National Academy of Sciences of Ukraine
The E. O. Paton Electric Welding Institute
International Association «Welding»

Publisher: International Association «Welding»

Is published 4 times a year

EDITORIAL BOARD:

Editor-in-Chief

B. E. Paton

M. I. Gasik,

G. M. Grigorenko (vice-chief ed.),
D. M. Dyachenko (exec. secr.),
M. L. Zhadkevich, V. I. Lakomskii,
V. K. Lebedev, L. B. Medovar,
B. A. Movchan, A. N. Petrunko,
N. P. Trigub, A. A. Troyanskii

THE INTERNATIONAL EDITORIAL COUNCIL:

G. M. Grigorenko (Ukraine)
V. I. Kashin (Russia)
B. Koroushich (Slovenia)
S. F. Medina (Spain)
A. Mitchell (Canada)
B. E. Paton (Ukraine)
V. Ramakrishna Rao (India)
Ts. V. Rashev (Bulgaria)
J. Foct (France)
T. El Gammal (Germany)

Address:

The E. O. Paton Electric
Welding Institute
of the NAS of Ukraine,
11, Bozhenko str., 03680,
Kyiv, Ukraine
Tel.: (38044) 528 34 84,
261 53 90, 529 26 23
Fax: (38044) 528 04 86
E-mail: journal@paton.kiev.ua
http://www.nas.gov.ua/pwj

Editor:

V. I. Kotlyar
Electron galley:
D. M. Dyachenko, L. N. Gerasimenko,
I. S. Batasheva

State Registration Certificate
KV 6185 of 31.05.2002

All rights reserved.

This publication and each of the articles
contained here in are protected
by copyright.

Permission to reproduce material
contained in this journal must be obtained
in writing from the Publisher.

CONTENTS

ELECTROSLAG TECHNOLOGY

Mitchell A. On manufacture of large forgings from alloys sensitive to segregation3

Medovar L. B., Saenko V. Ya., Us V. I., Yarosh V. M. Peculiarities in designing bimetal billets for manufacture of reinforcing sections with a corrosion-resistant cladding layer of steel 316L9

Medovar L. B., Troyansky A. A., Saenko V. Ya., Fedorovsky B. B., Tsykulenko A. K., Ryabtsev A. D., Us V. I., Zhuravel V. M., Zaitsev V. A., Petrenko V. L. Towards the new approach to design of chamber ESR furnaces15

Shapovalov V. A., Biktagirov F. K., Gnatushenko A. V., Ignatov A. P. Problems of recycling of non-compact aluminium waste (Review)18

Eryomin E. N. Application of electroslag remelting for regeneration of heat-resistant alloy waste23

ELECTRON BEAM PROCESSES

Grechanyuk N. I., Osokin V. A., Grechanyuk I. N., Minakova R. V. Composite materials on copper and molybdenum base for electric contacts condensed from a vapour phase. Structure, properties, technology. Part 1. State-of-the-art and prospects of application of technology of electron beam high-speed evaporation-condensation for producing materials of electric contacts28

PLASMA-ARC TECHNOLOGY

Zhadkevich M. L., Shapovalov V. A., Torkhov G. F., Yakusha V. V., Gnizdylo A. N. Drop transfer of metal in plasma-induction growing of flat single crystals of tungsten36

Shapovalov V. A., Melnik G. A., Zhirov D. M., Zdanovsky A. A., Tsykulenko K. A., Prikhodko M. S. Application of plasma technologies in processes of producing of iron from ore materials40

GENERAL PROBLEMS OF METALLURGY

Grytskiv Ya. P., Gaznyuk Yu. S., Nedelko M. S., Krivko V. I. Present opportunities for upgrading of analytic equipment for emission spectral analysis48

ENERGY- AND RESOURCES SAVING

Petrov B. F., Kutuzov S. V., Urazlina O. Yu., Bykovets V. V. Investigations of operation of electric calcinators of industrial enterprise OJSC "Ukrainian Graphite"52

ECONOMICS

Zhukov V. V., Us I. V. About technical-commercial rationality of production and application of bimetal reinforcement57

INFORMATION

M. V. Lomonosov Moscow State University is 25060

Prize winners of competition "Intellectual potential of young scientists - to Kiev city"61

L. S. Kireev is 60!61

Thesis for scientific degree62

Lipodaev V. N. International conference «Ti-2005 in SIS»63

New books65

Journal «Sovremennaya Elektrometallurgiya»

is published in English under the title

«Advances in Electrometallurgy» by the E. O. Paton Electric Welding Institute.

*Concerning publication of articles, subscription and advertising, please,
contact the editorial board*



Профессор Алек Митчелл — директор лаборатории современных материалов и процессов Университета Канадского штата Британская Колумбия (University of British Columbia) в г. Ванкувер, известный специалист в области специальной электрометаллургии. Получил образование в Оксфордском университете в области химии и металлургии, преподавал в университете Шеффилда, а с 1967 г. работает в Университете Британской Колумбии. В круг его научных интересов входят исследования не только процессов специальной электрометаллургии, но и композиционных материалов, материалов для электроники и биоматериалов. А. Митчелл автор более 200 печатных работ и многих патентов.



УДК 669.117.56

ОБ ИЗГОТОВЛЕНИИ КРУПНЫХ ПОКОВОК ИЗ СПЛАВОВ, ЧУВСТВИТЕЛЬНЫХ К СЕГРЕГАЦИИ

А. Митчелл

Рассмотрены проблемы получения высококачественных кузнечных слитков из сталей и сплавов, чувствительных к сегрегации. Показаны области применения, возможности и ограничения ВДП, ЭШП и ЭШГП.

Problems of producing high-quality forging ingots from steels and alloys sensitive to segregation are considered. Fields of application, capabilities and limitations of VAR, ESR and ESHT are shown.

Ключевые слова: крупный кузнечный слиток; поковка; электрошлаковый переплав; электрошлаковая подпитка; вакуумно-дуговой переплав; сегрегация; усадка; ковка

Введение. При конструировании оборудования обычно используют поковки, требования к качеству и свойствам которых превышают достигнутый уровень развития технологии. Чаще всего это касается оборудования с вращающимися узлами, эксплуатируемого, в частности, в энергетике. С целью устранения указанных противоречий разработаны такие процессы, как электрошлаковый переплав (ЭШП), вакуумно-дуговой переплав (ВДП), электрошлаковая горячая подпитка (ЭШГП) и сварка крупных сечений, у каждого из которых имеются определенные ограничения. В данной работе обсуждаются практические и теоретические ограничения всех четырех процессов применительно к изготовлению крупных слитков из сплавов, чувствительных к сегрегации, рассматриваются как расчетные оценки, так и практические примеры использования этих процессов. Каждый из них имеет определенные преимущества, но всем присуще ограничение теплопереноса, определяющее максимальную толщину сечения при практическом применении.

Сочетание требований к поковкам и размерам слитков определяет области применения процессов, в особенности это касается сталей типа CrMoV и NiCrMoV, для которых, как показывает практика, отношение высоты к диаметру слитка, возможностиковки и скорость кристаллизации в комбинации не являются оптимальными.

Для поковок из никелевых сплавов ситуация другая, во-первых, из-за более жестких параметров сегрегации, а во-вторых, — термостойкости самих литых структур. В сплавах данного класса ограничение по размерам больше связано с термообработкой, чем с изготовлением слитков.

Требования к качеству поковок в значительной мере зависят от области применения последних и поэтому должны быть разделены на микроуровне по таким параметрам, как включения и размер карбидов; на макроуровне — по объемной деформации при термообработке вследствие сегрегации или по трещинообразованию из-за резких перепадов температуры.

Производство крупных стальных изделий традиционно тесно связано с обеспечением однородности химического состава и высокой степени укова для исправления дефектов слитков (сегрегации и пористости). Поскольку размеры поковок постоян-

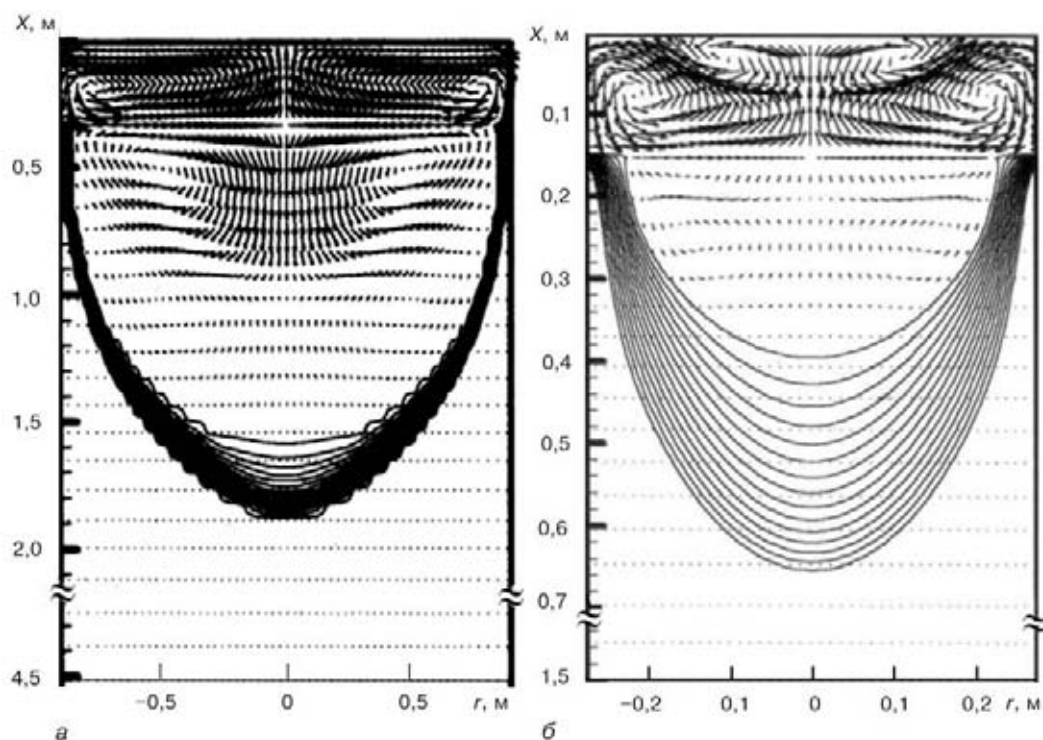


Рис. 1. Вычисленные изотермы и векторы течения в слитках ЭШП: *а* — стальном диаметром 1800 мм; *б* — диаметром 500 мм из сплава IN718

но возрастают, то возникает необходимость в очень крупных ковочных прессах, большом укове, что приводит к слишком малому выходу годного. Большие инвестиции и высокая себестоимость технологических переделов в данной ситуации способствовали разработке процессов литья слитков, улучшающих их начальную структуру до такой степени, при которой снижение коэффициента укова и увеличение выхода годного станут значительными. Процессы, используемые до настоящего времени — ВДП, ЭШП, ЭШГП и др., — позволяют увеличивать размеры путем сварки или отливки полых сечений. Из них только ЭШП и ЭШГП нашли широкое промышленное использование для данных целей.

Вакуумно-дуговой переплав. Самая большая вакуумно-дуговая печь построена на фирме «Мидвейл-Хеппенсталь Корпорейшн» (США) для производства слитков диаметром 1,5 м. Она обеспечивала удовлетворительное качество слитков из обычных сталей, хотя имелись случаи образования дефектов сегрегации в высоколегированных материалах из-за трудности контроля дугового промежутка при использовании электродов большого сечения. Работу подобной печи, предназначенной для выплавки слитков из низколегированных сталей, исследовали в бывшем СССР в 1974 г., в результате чего определены оптимальные скорости плавки, позволяющие получать удовлетворительные механические свойства сталей [21, 22]. Согласно данным обширных исследований ВДП сплавов, чувствительных к сегрегации [1], для стабильной кристаллизации слитка на фоне неустойчивости, вызванной газовой выделением и пористостью электрода, требуется кон-

троль дугового промежутка с погрешностью ± 1 мм. Современные печи позволяют обеспечить такую точность при выплавке слитка диаметром до 1 м, но для слитка диаметром 1,5 м такой контроль пока невозможен. Это же относится и к трехэлектродной трехфазной вакуумно-дуговой печи, предназначенной для получения более крупных слитков и не требующей высоких значений постоянного тока или больших электродов [23].

Существуют еще и металлургические аспекты. Первый касается включений. В случае ВДП оксидные включения удаляются путем разложения и флотации и при небольших диаметрах слитков можно производить очень чистые стали. Однако при диаметре 1,5 м даже при оптимальных режимах процесса общее содержание оксидов будет таким, что сделает невозможным разложение включений и приведет к образованию оксидных дефектов. Второй аспект заключается в необходимости контроля температуры слитка для предупреждения трещин при структурных превращениях. В других процессах указанная проблема преодолена посредством нагрева донной части слитка с помощью дополнительных нагревателей или изоляции поверхности слитков. Однако это очень сложно выполнить при ВДП. Кроме того, существует также проблема высокой стоимости данной установки, заставляющая воздержаться от инвестиций в непроверенный процесс. Даже при удовлетворительном выполнении механических операций на такой печи все еще не решен вопрос теплопередачи в слитке.

В крупном слитке температурные градиенты обуславливают сильную макросегрегацию даже при очень низкой скорости плавления. Зависимость



между скоростью плавления и макроструктурой позволяет иметь минимальные междендритные расстояния при определенной скорости плавления [2]. В очень крупном слитке этот минимум может быть слишком высоким для свободной от сегрегации структуры и, таким образом, не произойдет изменения скорости плавления и мощности до таких значений, при которых было бы возможно обеспечение приемлемой металлургической структуры изделия. Попытки, предпринятые для достижения указанной цели путем применения электромагнитного перемешивания и ультразвуковых колебаний слитка, не были успешными [24]. Поэтому ВДП и не стал процессом для производства слитков диаметром более 1 м, несмотря на его очень успешное использование для сплавов, чувствительных к сегрегации, в диапазоне меньших диаметров.

Электрошлаковый переплав. Процесс ЭШП успешно применяется в промышленности почти 70 лет,^{*} его технология полностью отработана. Первоначально задуманный как процесс снижения сегрегации в быстрорежущих сталях, он вскоре начал использоваться для производства крупных стальных слитков, на некоторых установках — для выплавки слитков диаметром более 1 м. В настоящее время на трех установках ЭШП выплавляют слитки диаметром более 2 м.

В последние годы в результате применения компьютерных моделей стало возможным изучение механизмов, связанных с ВДП, ЭШП и другими процессами. Сделано интересное заключение о том, что для любого из процессов переплава существует четко определенный максимальный размер слитков, которые могут быть получены при любом указанном уровне сегрегации [2].

Кроме того, максимальный диаметр слитков ЭШП меньше, чем ВДП в основном из-за различия в коэффициентах теплопереноса.^{**} Моделирование позволило оптимизировать процесс ЭШП по скорости плавления, объему шлака, диаметру электрода и т. д. (рис. 1, а).

Подобные вычисления, выполненные для высоколегированных сплавов, показывают, что прогнозируемое равновесие между положением изотерм и скоростью роста слитка, определяющее длительность местной кристаллизации, способствует образованию структур с недопустимым распределением первичных карбидов при всех режимах плавки, если диаметр слитка превышает 700 мм при обычном процессе ЭШП. Изотермы, представленные на рис. 1, б для сплава IN718, указывают на слишком

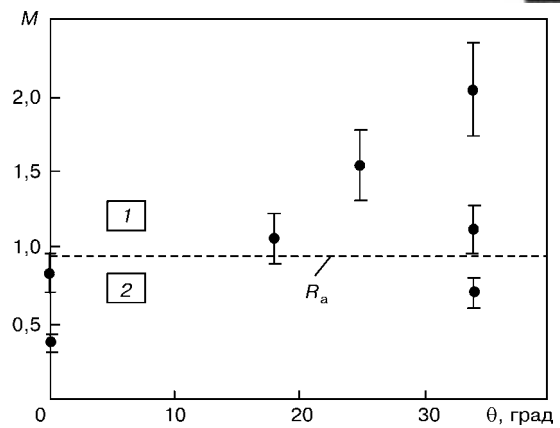


Рис. 2. Критерий Рэлея для определения образования ликвационных пятен в сплаве Вaspалой: 1 — ликвационные пятна; 2 — без ликвационных пятен; M — модифицированное число Рэлея; θ — угол фронта затвердевания

большую продолжительность местной кристаллизации в центре слитка для образования приемлемых карбидных структур. На рис. 1, б время местной кристаллизации по осевой линии составляет 1800 с, что способствует образованию недопустимой карбидной структуры сплава IN718 [2].

Вычисленные изотермы в области затвердевания позволяют установить соотношение между ожидаемой структурой слитка и результатами, полученными в ходе лабораторных испытаний по направленной кристаллизации, в процессе которых выполнены измерения сегрегации, размеров выделенных фаз и т. д. при одинаковых скоростях охлаждения. Параметры кристаллизации междендритных расстояний и температурного градиента могут быть использованы для вычисления местного числа Рэлея [3] и определения вероятности образования ликвационных пятен («фрэклс») для сплава, чувствительного к сегрегации (рис. 2).

Сочетание указанных подходов позволяет предсказать ожидаемую структуру слитка при данном режиме ЭШП с большой степенью надежности при условии наличия информации о характере кристаллизации сплава.

Что касается крупных кузнечных слитков, то вопрос о сегрегации тесно связан не только с выбранным процессом, но и рассматриваемым сплавом. Термин «крупный» является относительным. В сплаве с высоким уровнем сегрегации (IN718 или 706) пределы практически достигаемых диаметров слитков, пригодных по качеству для вращающихся узлов, составляют 700 мм (для ЭШП) при предельной массе слитков, предназначенных дляковки приблизительно 10 т, если, конечно, не применяют специальных способовковки. Отметим, что на ос-

^{*} Это утверждение автора представляется нам отголоском давних дискуссий. Общеизвестным является факт, что широкое промышленное применение ЭШП получил с 1958 г., когда в бывшем СССР (и что особенно приятно, в Украине) на заводах «Днепрогосталь» и НКМЗ запущены первые в мире промышленные печи ЭШП. Вероятно, читателям будет интересно и то, что еще в 1969 г. американские металлургические журналы украсились звонким лозунгом «ESR from USSR», т. е. «ЭШП из СССР!» (прим. редкол.).

^{**} Основания для такого утверждения имеются. Например, наибольший диаметр бездефектного слитка ЭШП сплава IN718 вдвое меньше диаметра бездефектного слитка ВДП этого же сплава. Однако, надеемся, читатели согласятся с тем, что в контексте этой части работы данное положение выглядит не очень уместным (прим. редкол.).

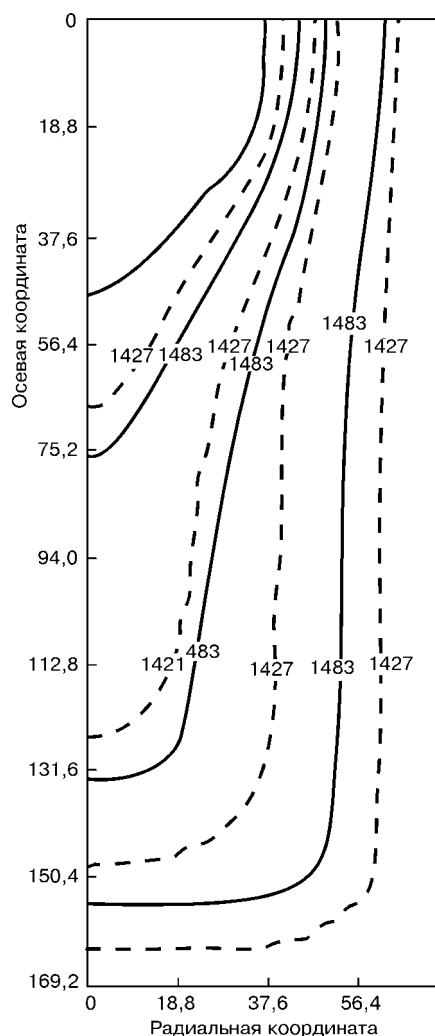


Рис. 3. Изменение температурного поля в процессе ЭШП крупного слитка легированной стали

новании вычисленных параметров или практического опыта при использовании несколько других характеристик теплопереноса при ВДП можно изготавливать слитки диаметром 1 м из того же сплава путем тройной плавки, что существенно увеличивает максимальную массу). Ограничения, связанные с режимом охлаждения при ЭШП, в основном такие же, как и при ВДП, поскольку продолжительность местной кристаллизации определяет не только структуру ликвационных пятен, но и размеры фазовых выделений первичных карбидов сплава IN718. Для поковок из обычных марок сталей, таких как CгMoV, максимально достижимый диаметр при ЭШП намного больше, вопрос о качестве сводится, скорее, к макро-, чем к микросегрегации, а это гораздо более сложная ситуация, чем в указанных случаях.

Параметры качества при макросегрегации в очень крупных слитках касаются не только легко моделируемых элементов, таких как междендритные промежутки, но и столбчато-равноосного типа кристаллизации, течения жидкой фазы. Для любой заданной системы легирования существует максимально допустимый размер слитка ЭШП, но параметры, управляющие данным ограничением, раз-

личны для разных сплавов. Таким образом, для высоколегированных материалов переплав является единственным приемлемым процессом получения требуемого качества, хотя для многих легированных сталей вряд ли требуется переплав с целью удовлетворения требований по качеству. Этим вопросом занимаются исследователи и включают его в программы разработки альтернативных решений, представленных ниже.

Электрошлаковая подпитка. Получение слитков большого сечения из легированных сталей связано с проблемой кристаллизации в верхней центральной части слитка. Например, выход годного для таких слитков составляет не более 60...70 %. Вместо применения экзотермической или изолирующей подпитки можно увеличить поступление тепла в верхнюю часть слитка путем прохождения тока через расходующий либо нерасходующий электроды. В этом и состоит процесс электрошлаковой подпитки. Данная идея была впервые запатентована в 1947 г. [4–6]. Процесс опробован на промышленном уровне [7–9], но в настоящее время используется только в трех местах. Предшествующие разработки были неудачными из-за неправильного понимания режима теплопереноса [10–14].

Характер распределения температур, установленный при изолирующей или экзотермической ЭШП либо для нерасходующего электрода, очень стабильный относительно конвекции в жидком металле ванны слитка. Поскольку такая конвекция имеет важное значение для существенного теплопереноса в тело слитка (в отличие от простой проводимости), то влияние указанных способов на затвердевание слитка будет минимальным, ограниченным до некоторого снижения усадочной раковины. С другой стороны, если металл добавляют в верхнюю часть слитка с соответствующей скоростью, например способом ЭШП, то влияние теплопереноса будет значительным, в том числе и на затвердевание слитка. Поэтому при ЭШП необходимо обеспечивать соответствующую скорость плавления электрода.

Одной из важных особенностей ЭШП является уменьшение требуемого коэффициента улова по сечению и необходимости приложения больших усилий дляковки с целью улучшения центральной части слитка. Опыт показал [15], что ЭШП улучшает качество обычного слитка, уровень которого вполне достаточен, чтобы в ряде случаев заменить ЭШП крупных слитков. Компьютерный вычислительный эксперимент позволяет установить последовательность охлаждения слитка ЭШП (рис. 3). На рисунке показано, как постепенно охлаждающаяся ванна изменяется по направлению к вершине слитка в зависимости от скорости подачи металла при ЭШП и подводимой мощности.

Если соблюдать строгую технологию процесса подпитки, то выход годного слитков массой до 120 т может быть увеличен до 90 % при потерях, определяемых скорее технологической обрезью поковок,

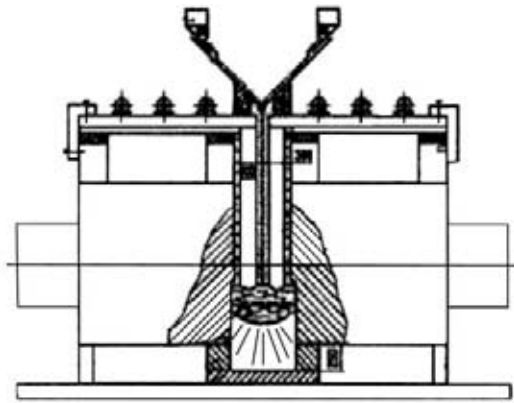


Рис. 4. Электрошлаковая сварка блоками

чем качеством слитков. Такая подпитка требует 26 ч технологического времени с максимальной подводимой мощностью (приблизительно 900 кВт) при общей добавке к слитку 12 т металла.

Основным недостатком ЭШГП является то, что только небольшая часть слитка (около 10 %) рафинируется шлаком. Остальное имеет обычный уровень качества. Однако сейчас прогрессивные технологии выплавки стали позволяют получать жидкий металл почти такого же качества, как и при ЭШП. Поскольку и капитальные затраты, и текущие расходы на обслуживание установки для ЭШГП меньше, чем для ЭШП, то непонятно, почему этот процесс не получил широкого применения для производства крупных стальных слитков.

Что касается высоколегированного материала, то его требуемые размеры намного меньше используемых при производстве сталей. Однако исходя из вычисленных скоростей охлаждения при ЭШГП ожидаемые структуры оказываются неприемлемыми для использования обычных суперсплавов и подобны традиционным слиткам «статической» заливки как по микро-, так и по макросегрегации.

Другие способы. Альтернативные способы производства стальных изделий крупного сечения, разработанные в основном в России и Украине [16], не нашли промышленного применения за их пределами. Простейший из этих способов — заваривание трепанированного слитка, при котором в традиционном крупном слитке оттрепанную полость заполняют обычной электрошлаковой плавкой электрода, расплавленный металл которого приваривается к основному слитку. Процесс опробован в Германии и в США [17], но не нашел значительного применения из-за проблем, возникших при контроле трещинообразования в центре под воздействием сжимающих сил. Такие трещины не завариваются на последующих этапах ковки. Подобная проблема прослеживается и при разработке сходного способа [18] (рис. 4), при котором два больших стальных блока соединяются электрошлаковой сваркой в одну заготовку крупного сечения для получения большой поковки. В таком виде процесс, несомненно, найдет определенное применение в производстве судовых двигателей. Возможно,

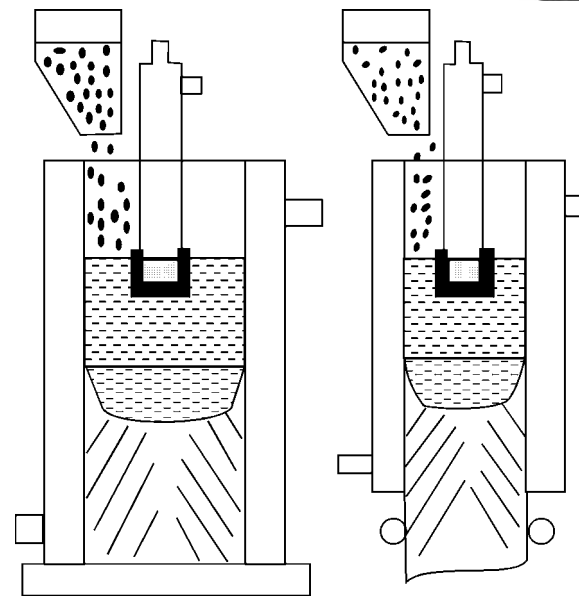


Рис. 5. ЭШП с применением подачи порошка и нерасходуемых электродов

указанная технология сможет использоваться для расширения диапазона существующих максимальных размеров изделий из суперсплавов, если проблема образования трещин вследствие ограничений по температуре, а также избыточного роста зерен в зоне термического влияния будет преодолена. Вероятно, данная технология сможет успешно применяться только при условии разработки для нее специальных сплавов. Наиболее правильным путем в данном случае может быть сварка крупных плит для получения больших дисков.

Предложен и опробован вариант ЭШГП [19], согласно которому используются неплавящиеся графитовые электроды, а требуемая добавка металла поступает в виде перегретой жидкости. Этот процесс получил название электрошлаковой разливки. Несмотря на активное обсуждение в литературе, он по-прежнему вызывает затруднения для крупных слитков, поскольку металл должен находиться на воздухе длительное время в процессе заливки и таким образом поглощать большое количество водорода [20]. В случае использования высоколегированного материала происходят потери вследствие окисления или поглощения азота. В отличие от этого процесс ЭШГП можно вести полностью в аргоне, что позволяет устранить указанную проблему. Другим вариантом процесса электрошлаковой разливки является добавка металла в виде порошка (рис. 5), тем не менее риск загрязнения или непроплавления существует и здесь. Таким образом, любой из этих вариантов вряд ли будет пригоден для легирующих систем, склонных к сегрегации.

Заключение. Для сплавов, склонных к сегрегации, процесс ВДП позволяет получать слитки максимального диаметра. Этот максимум почти близок к определенному нашими существующими моделями и базами данных. Для более крупных размеров слитков из менее чувствительных сталей процесс



ЭШП позволяет получить оптимальное качество. Структура слитка может быть определена теми же методами, что и при ВДП. Однако для многих областей применения процесс ЭШП позволяет изготовить слиток аналогичного качества, но при меньших затратах, чем при ЭШП, хотя сам процесс и не имеет потенциального применения для высоколегированного материала. Опыт показал, что альтернативные способы укрупнения слитков с помощью сварки и т. д. можно было бы контролировать с требуемыми уровнями воспроизводимости и качества при определенной геометрии и соответствующих сплавах. Таким образом, процесс ЭШП выбирают для выплавки очень крупных стальных слитков, а ЭШП/ВДП — для меньших слитков из сплавов, склонных к сегрегации.

Автор благодарит коллег, помогавших в выполнении данной работы, а также фирму «Consarc Corp» за финансовую поддержку.

1. *Microstructural evolution of nickel-base alloys* / C. A. Dandre, C. A. Walsh, R. W. Evans et al. // *Superalloys 2000*. — New York, 2000. — P. 85–95.
2. *Mitchell A., Ballantyne A. S.* Factors affecting solidification in ESR // *Proc. 6th Intern. conf. on vacuum metallurgy*. — New York, 1979. — P. 569–599.
3. *Auburtin P., Cockcroft S. L., Mitchell A.* Freckle formation and freckle criterion in superalloys // *Met. Trans B.* — 31B. — 2000. — P. 801–813.
4. *Finch S. L.* // *Am Foundryman*. — 1947. — № 12. — P. 51–61.
5. *Knaggs K.* Arc heating and electroslag feeding of steel castings // *J. BSCRA*. — 1953. — № 73. — P. 2–16.
6. *Dycker P.* Foundry // *Electroslag Feeding of Castings and Ingots*. — 1947. — № 75. — P. 74–77, 224, 226.
7. *Pat. 4,036,278 US.* Process for the production of large steel ingots / A. Ramacciot. — Publ. 19.07.77.
8. *Tarmann R., Machner P., Kuhnelt G.* Manufacture of 55T ingots through the BEST process // *Berg und Huttenmanische Monatshefte*. — 1979. — № 5. — P. 212–221.
9. *Mitchell A.* Electroslag hot-topping of heavy ingots // *Ironmaking and Steelmaking J.* — 1979. — № 1. — P. 32–37.
10. *Mitchell A., Ballantyne A. S.* A comparison of the ESR and ESHT processes for the manufacture of ingots larger than 20T // *Proc. electric furnace conf.* — 1977. — № 35. — P. 229–234.

11. *Inverstigation of the heat transfer from the slag bath during electroslag heating* / Shvetsov V. L., Medovar B. I., Marinski S. S., Serdyukova V. P. // *Refining and remelting*. — Kiev: Naukova Dumka, 1975. — P. 18–25.
12. *TREST process for the manufacture of high quality forging ingots* / A. Ramaccioti, E. Repetto, P. Sommovigo et al. // *Estratto del Bollettino Tecnico Finsider*. — 1977. — № 370. — P. 5–7.
13. *Distribution of metal from consumable electrodes into an ingot fed by ESHT* / V. I. Yavoiskii, S. S. Bektursonov, Y. P. Belyaev et al. // *Avt. Svarka*. — 1963. — № 11. — P. 40–43.
14. *Hirose Y., Morinaka K., Watanabe S.* A New ESHT Process // *Proc. 9th Intern. forging conf.* — Dusseldorf, 1981. — P. 1.5.1–1.5.20.
15. *A New process for the production of high quality forging ingots* / E. Plockinger, G. Kuhnelt, F. J. Weiss et al. // *Ironmaking and Steelmaking J.* — 1976. — № 5. — P. 26–31.
16. *Cherpurnoi A. D.* Ways of improvement of the electroslag technology in producing the main products of machine building // *Medovar Memorial Symposium*. — Kiev, 2001. — P. 191–197.
17. *Austel W., Heymann H., Maidorn C.* The manufacture of heavy forgings by the MHKW process and their properties // *Proc. 6th Intern. conf. on vacuum metallurgy*. — New York, 1979. — P. 747–756.
18. *New method for the enlargement of ingots and forgings on the basis of electroslag process* / B. E. Paton, B. I. Medovar, D. A. Dudko et al. // *Proc 3rd Intern. conf. on electroslag*. — Mellon, 1971. — P. 1–17.
19. *New electroslag technologies* / L. B. Medovar, A. K. Tsykulenko, V. Y. Saenko et al. // *Medovar Memorial Symposium*. — Kiev, 2001. — P. 49–59.
20. *Tyagun-Belous G. S., Dudko D. A.* Electroslag heating of ingot heads using non-consumable electrodes // *Avtom. Svarka*. — 1958. — № 10. — P. 99–106.
21. *Special features of the shaping of heavy vacuum arc remelted ingots* / F. I. Shved, G. G. Zimin, A. P. Karyakin et al. // *Stal*. — 1974. — № 8. — P. 703–705.
22. *Development and introduction of vacuum arc furnaces for melting large steel ingots* / L. A. Volokhonsky, V. B. Gogol, V. S. Dub et al. // *Steel in the USSR*. — 1972. — № 11. — P. 875–879.
23. *Sawa S., Shibuya S., Kinbara S.* The nature and origin of segregation in vacuum arc remelted ingots // *Proc. 4th ICFM*. — 1976. — P. 129–134.
24. *Carnahan D. R., Kelley J. H., Bianchi L. M.* Vacuum arc grain refinement // *Vacuum metallurgy conf.* — New York, 1960. — P. 49–56.

Ун-т Британ. Колумбии, Канада, Ванкувер

Поступила 28.09.2004

Комментарий редколлегии

Мы полагаем, что многие положения статьи А. Митчелла будут интересны специалистам в области производства крупных слитков, поскольку проблема получения высококачественного, прежде всего кузнечного, слитка — одна из «вечных» проблем металлургии. В этой связи нам представляется заслуживающим особого внимания одно из положений данной работы. Речь идет о необходимости углубленного изучения гидродинамических и теплофизических особенностей затвердевания конкретных сталей и сплавов данного химического состава. Ибо только понимание этих процессов для каждого типа высоколегированных сталей и сплавов, применяемых при изготовлении крупных кованных изделий, позволит технологам осознанно выбирать те или иные приемы подавления различных видов сегрегации. Например, пятнистая ликвация в слитках никелевых суперсплавов связана с некоторыми особенностями гидродинамики двухфазной зоны. Можно назвать и другие стали и сплавы, которые до сих пор не удается получить в слитках таких размеров, которые нужны потребителям. В целом данная проблема особенно актуальна и в части получения поковок для энергетики, поскольку применяемые для этих целей стали и сплавы, в частности сталь с 12 % Cr, имеют повышенную склонность к сегрегации, а технологические приемы, оправдывающие себя на слитках стали типа 25ХЗНМФА, не «работают» для новых сплавов. Просим читателей обратить внимание еще на один способ получения высококачественных крупных слитков, созданный в ИЭС им. Е.О. Патона проф. Ю. В. Латашем и его учениками — способ порционной электрошлаковой отливки тяжелых слитков.



УДК 669.187.56.001.1

ОСОБЕННОСТИ КОНСТРУИРОВАНИЯ БИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ЗАГОТОВОК ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА АРМАТУРНОГО ПРОФИЛЯ С КОРРОЗИОННО-СТОЙКИМ ПЛАКИРУЮЩИМ СЛОЕМ ИЗ СТАЛИ 316L

Л. Б. Медовар, В. Я. Саенко, В. И. Ус, В. М. Ярош

Рассмотрены особенности конструирования биметаллических заготовок, предназначенных для прокатки арматурного профиля с коррозионно-стойким плакирующим слоем из низкоуглеродистой аустенитной стали типа 316 L. С помощью диаграммы А. Шеффлера проведена оценка ожидаемой структуры коррозионно-стойкого слоя биметаллической заготовки диаметром 350 мм, наплавленной жидким металлом способом электрошлаковой наплавки жидким металлом, в зависимости от толщины наплавки, глубины проплавления и химического состава основного слоя.

Specifics is shown in designing of bimetel billets designed for rolling a reinforcing section with a corrosion-resistant cladding layer of low-carbon austenitic steel of 316L type. Using the diagrams of A.Schaeffler, the evaluation of expected structure of a corrosion-resistant layer of 350 mm diameter bimetel billet, deposited using an electroslag cladding with a molten metal, is made depending on thickness of cladding, depth of penetration and chemical composition.

Ключевые слова: биметаллический слиток; биметаллическая заготовка; биметаллический арматурный профиль; железобетонные конструкции; электрошлаковая наплавка жидким металлом; арматурная сталь с коррозионно-стойким плакирующим слоем

Преждевременное разрушение железобетонных конструкций из-за коррозии арматурной стали — давняя и серьезная проблема. При использовании конструкций с тонким слоем бетона в условиях, например морского климата или воздействия размораживающих солей, необходима дополнительная защита арматурного каркаса от коррозии [1]. На рис. 1 показано типичное разрушение железобетонной конструкции, вызванное коррозией в процессе эксплуатации.

В настоящее время в мировой практике снижения металлоемкости железобетонных конструкций достигают путем повышения прочностных характеристик арматуры. Однако применение высокопрочных сталей для арматурных профилей может ограничиваться из-за резкого снижения их коррозионно-механической прочности [2].

Одним из перспективных способов решения указанной проблемы может быть применение биметаллической арматуры с основным слоем из высокопрочной стали и плакирующим слоем из коррозионно-стойкой аустенитной стали толщиной 5...50 % общей толщины биметаллического профиля. Бла-

годаря разработанному в ИЭС им. Е. О. Патона способу электрошлаковой наплавки жидким металлом (ЭШН ЖМ) с применением токоподводящего кристаллизатора открываются новые возможности для совершенствования технологии получения биметаллических заготовок различного назначения [3, 4], в том числе в производстве биметаллических арматурных профилей для ответственных железобетонных конструкций [5].

Способ ЭШН ЖМ отличается рядом преимуществ, главными из которых являются высокое со-



Рис. 1. Общий вид железобетонных конструкций автодорожного моста после 19 лет эксплуатации

© Л. Б. МЕДОВАР, В. Я. САЕНКО, В. И. УС, В. М. ЯРОШ, 2005

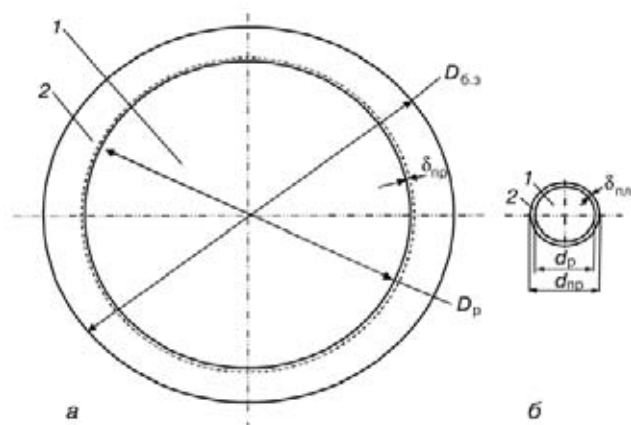


Рис. 2. Поперечное сечение биметаллической заготовки (а) и готового биметаллического профиля (б): 1 — основной; 2 — плакирующий слой

противление срезу плакирующего и основного слоев (≥ 400 МПа) и возможность получения биметаллического проката практически с любым соотношением толщин плакирующего и основного слоев.

При производстве биметаллических полуфабрикатов перлитная сталь—аустенитная сталь вследствие горячего деформирования в большинстве случаев при установившемся процессе происходит пропорциональная деформация слоев разнородных металлов [6]. При этом сохраняется постоянным объемный коэффициент плакирования $n_{пл}$ — отношение площади поперечного сечения плакирующего слоя $F_{пл}$ к общей площади поперечного сечения готового профиля $F_{общ}$ или передельной заготовки:

$$n_{пл} = F_{пл} / F_{общ}. \quad (1)$$

Поскольку при деформировании зачастую происходит одинаковая осевая деформация слоев, то имеется возможность определения размеров слоев исходной биметаллической заготовки по заданным размерам слоев в готовом биметаллическом профиле [7].

Применительно к производству биметаллической арматуры с использованием горячего передела биметаллических заготовок способом ЭШН ЖМ (рис. 2) объемный коэффициент плакирования может быть выражен следующим отношением:

$$n_{пл} = F_{пл} / F_{общ} = (d_{пр}^2 - d_p^2) / d_{пр}^2 = (D_{6.3}^2 - D_p^2) / D_{6.3}^2, \quad (2)$$

где $d_{пр}$ и $D_{6.3}$ — диаметры соответственно готового профиля и биметаллической заготовки; d_p и D_p — разделительные диаметры соответственно плакирующего и основного слоев в готовом профиле и в биметаллической заготовке.

Размеры исходной биметаллической заготовки рассчитывают с учетом заданных размеров готовых биметаллических профилей и технических требований к ним, а также возможностей оборудования для ЭШН ЖМ и горячего передела заготовок.

Средняя толщина плакирующего слоя $\delta_{пл}$ в готовом биметаллическом профиле в зависимости от

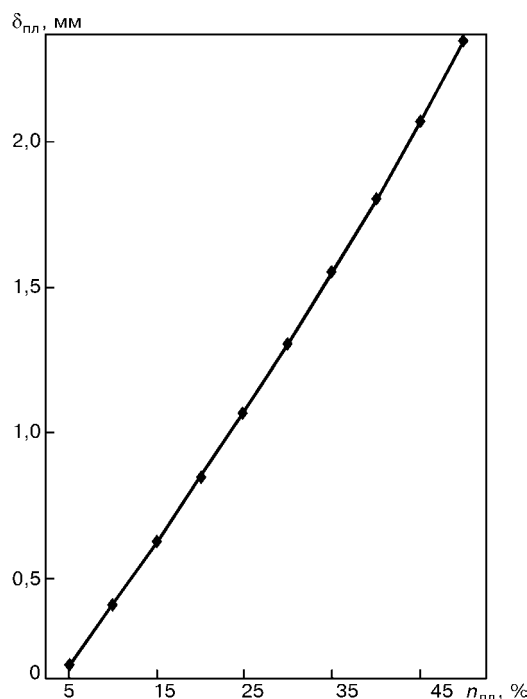


Рис. 3. Толщина плакирующего $\delta_{пл}$ слоя в биметаллическом арматурном профиле диаметром 16 мм в зависимости от заданного объемного коэффициента плакирования $n_{пл}$

объемного коэффициента плакирования может быть вычислена по формуле, приведенной в работе [7]:

$$\delta_{пл} = 0,5d_{пр}[1 - (1 - n_{пл})^{1/2}]. \quad (3)$$

Результаты расчета по формуле (3) средней толщины плакирующего слоя для биметаллического круглого профиля диаметром 16 мм показывают, что толщина плакирующего слоя в зависимости от заданного объемного коэффициента плакирования $n_{пл} = 5... 50$ % составляет 0,20... 2,34 мм (рис. 3).

Следует отметить, что в производстве биметаллического плоского или профильного проката и труб применяют два вида заготовок: двухслойные и биметаллические. В двухслойных (пакетах, составных цилиндрических и трубных заготовках и др.) отсутствует металлическая связь между слоями, в отличие от биметаллических, где между слоями существуют межзаточные связи, т. е. заготовки представляют собой неразъемное соединение разнородных металлов.

При производстве биметаллических прутков и труб с использованием двухслойных заготовок необходимо учитывать минимально допустимую степень деформации, обеспечивающую надежное сцепление соединяемых слоев. Так, при прокатке двухслойных заготовок на непрерывном стане для обеспечения прочного сцепления слоев в биметаллической трубе деформация по стенке должна быть не менее 40 %; коэффициент вытяжки при прессовании — не менее 5,5 [8]. Кроме того, в начальной стадии прессования металл сердцевинны течет значительно быстрее металла поверхностных слоев. Для двухслойной заготовки это усугубляется еще и



тем, что в начальный период горячей деформации еще нет сцепления между сердечником и плакировкой, в результате чего резко нарушается начальное соотношение площадей сердечника и плакировки, что приводит, как правило, к неравномерному распределению плакирующего слоя по длине профиля [9].

Важной особенностью способа ЭШН ЖМ является возможность наплавлять плакирующий металл за один проход, при этом толщина наплавляемого слоя в биметаллическом слитке может быть задана в широких пределах (20...120 мм и более) [10]. Прочное соединение слоев в готовом биметаллическом профиле не зависит от степени обжатия при горячей деформации и достигается еще до прокатки в результате гарантированного оплавления основного металла при ЭШП (рис. 4).

Кроме того, в процессе наплавки происходит смешивание оплавленного металла с наплавляемым, как правило, имеющим более низкое содержание углерода, по сравнению с металлом, на который производится наплавка. При большой глубине проплавления это сопряжено с нежелательным повышением содержания углерода в наплавленном металле сверх нормативного уровня и как следствие — с опасностью понижения стойкости плакирующего слоя против межкристаллитной коррозии.

Проведена оценка влияния глубины проплавления основного металла и его химического состава на содержание углерода и основных легирующих элементов в наплавленном металле с использованием ЭШН ЖМ стали 316 L, имеющей в соответствии со стандартом UNS No.S31603 низкое содержание

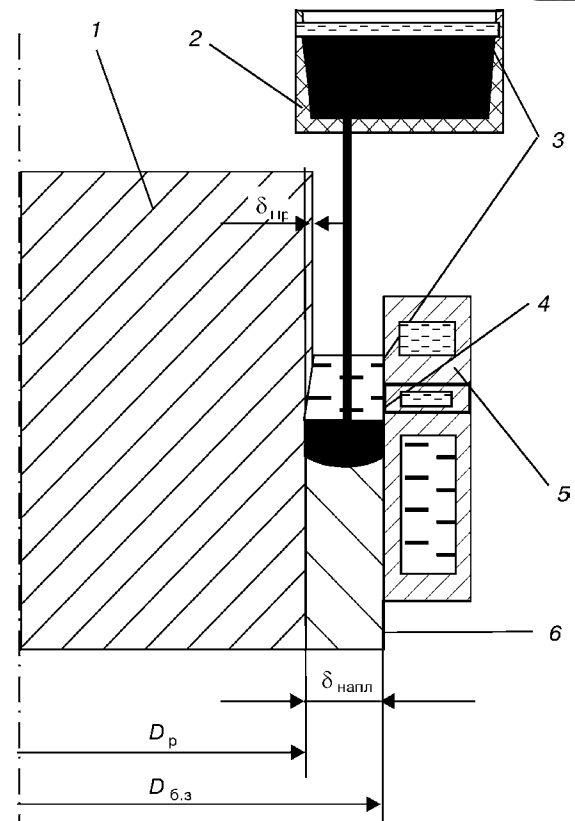


Рис. 4. Принципиальная схема получения биметаллической заготовки способом ЭШП ЖМ для производства арматурного биметаллического профиля с коррозионно-стойким плакирующим слоем: 1 — основной металл; 2 — устройство для хранения и заливки жидкого металла; 3 — шлаковая ванна; 4 — металлическая ванна; 5 — токоподводящий кристаллизатор; 6 — наплавленный слой

Химический состав нержавеющей и арматурных сталей

Марка стали	Стандарт	Массовая доля элементов, %						
		C	Cr	Ni	Mn	Si	Mo	Другие элементы
08X17T	ГОСТ 5632-72	≤ 0,08	17	—	Г 0,80	≤ 1,00	—	Ti = 5C — 0,8
08X18H10T	ГОСТ 5632-72	≤ 0,08	18	10,00	≤ 2,00	≤ 0,80	—	Ti = 5C — 0,7
304	S30400	≤ 0,08	19	9,50	9,50	—	—	—
304L	S30403	≤ 0,03	19	10,00	10,00	—	—	—
316	S31600	≤ 0,08	17	12,00	12,00	—	2,5	—
316L	S31603	≤ 0,03	17	12,00	12,00	—	2,5	—
316LN	S31653	≤ 0,03	17	12,00	12,00	—	2,5	N = 0,13
2205	S31803	≤ 0,03	22	5,00	5,00	—	3,0	N = 0,14
LF2	40011	0,17	0,13	0,03	1,27	0,28	0,004	V = 0,004 Nb = 0,003 Cu = 0,05 Al = 0,38 S = 0,005 P = 0,01
10ГТ, Ас-II	ГОСТ 5781-82	≤ 0,13	≤ 0,3	—	1,00... 1,40	0,45... 0,65	—	—
35ГС, А-III	ГОСТ 5781-82	0,30... 0,37	≤ 0,3	≤ 0,3	0,80... 1,20	0,60... 0,90	—	—
25Г2С, А-III	ГОСТ 5781-82	0,20... 0,29	≤ 0,3	≤ 0,3	1,20... 1,60	0,60... 0,90	—	—
08Г2С, Ат-V	ГОСТ 10884-81	0,09... 0,11	≤ 0,3	≤ 0,3	1,83... 1,97	0,79... 0,85	—	—

Примечание. Химический состав стали LF2 приведен в состоянии поставки.

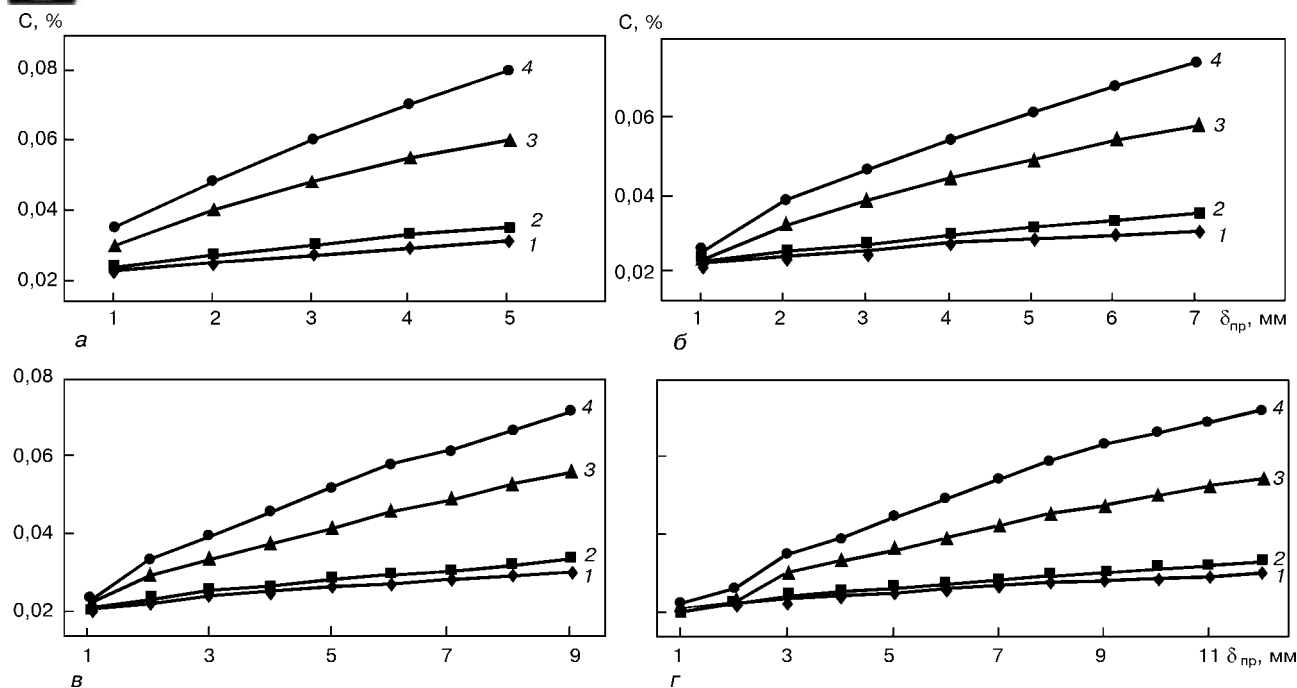


Рис. 5. Расчетное содержание углерода в коррозионно-стойком слое биметаллической заготовки диаметром 350 мм при наплавке способом ЭШН ЖМ стали 316L на сталь марок 08Г2С (1), 10ГТ (2), 25Г2С (3) и 35ГС (4) в зависимости от глубины проплавления $\delta_{пр}$ при толщине наплавленного $\delta_{напл}$ слоя: а — 20; б — 30; в — 40; г — 50 мм

углерода ($\leq 0,03\%$). В качестве материала основного слоя для расчета выбраны арматурные стали марок 10ГТ, 35ГС, 25Г2С и 08Г2С (таблица).

Расчет содержания углерода, хрома, никеля, молибдена в металле наплавки производили для биметаллической заготовки диаметром 350 мм при условии наплавления стали 316 L на ось из сталей 10ГТ, 35ГС, 25Г2С, 08Г2С и наплавки различной толщины (20, 30, 40 и 50 мм); при этом для каждой толщины изменяли глубину проплавления от 1 до 12 мм (рис. 5, 6). Для расчетов принят средний химический состав указанных в таблице сталей. Содержание углерода в исходной стали 316L равнялось 0,02 %. Рассчитанные по формуле (2) объемные коэффициенты плакирования биметаллических заготовок с толщиной наплавки коррозионно-стойкого слоя 20, 30, 40 и 50 мм составляли соответственно 0,22; 0,32; 0,41; 0,49.

Допустимая максимальная глубина проплавления заготовки основного металла при ЭШН ЖМ стали 316 L зависит от содержания углерода в основном металле и от толщины наплаваемого слоя. Так, если для стали 08Г2С при толщине наплавки 20 мм допустимая глубина проплавления, при которой выполняется требование $C \leq 0,03\%$ для наплавленного слоя из стали 316 L, составляет 4,5 мм, то для стали 25Г2С эта глубина проплавления не должна превышать 1 мм, а для стали 35ГС — 0,8 мм. При толщине наплавки 40 мм допустимая глубина проплавления составляет соответственно 9,0; 2,0 и 1,8 мм, а для наплавки толщиной 50 мм — 12; 3 и 2,3 мм.

С помощью диаграммы А. Шеффлера [11] проведена оценка ожидаемой структуры коррозионно-стойкого слоя, наплавленного способом ЭШН ЖМ

стали 316 L, в зависимости от толщины наплавки, глубины проплавления и химического состава основного слоя (арматурных сталей марок 08Г2С и 25Г2С) биметаллической заготовки. При толщине наплавки 20 мм для глубины проплавления 1 мм ожидаемая структура металла наплавленного слоя на сталь 25Г2С — аустенитная, а при наплавке на сталь 08Г2С в аустенитной структуре наплавленного слоя возможно появление ферритной составляющей (рис. 7).

С увеличением глубины проплавления $\delta_{пр}$ до 4 мм в слое, наплавленном как на сталь 08Г2С, так и на сталь 25Г2С, сохраняется чисто аустенитная структура. При возрастании $\delta_{пр}$ до 5 мм в случае наплавки на сталь 08Г2С возможно появление мартенситной составляющей в металле наплавленного слоя, а для стали 25Г2С сохраняется чисто аустенитная структура. Это объясняется более высоким содержанием углерода (0,033 %) в металле слоя, наплавленного на сталь 25Г2С, по сравнению с наплавленным на сталь 08Г2С (0,029 %), который является сильным аустенизатором (наравне с азотом). Следует, однако, отметить, что при этом содержание углерода в металле наплавки на сталь 25Г2С несколько превышает допустимое для стали 316L ($C \leq 0,03\%$).

При увеличении толщины наплавки относительная доля основного металла в наплавленном слое соответственно уменьшается и определяется глубиной проплавления.

Изучение характера образования структуры в металле плакирующего слоя биметаллической заготовки диаметром 350 мм в зависимости от изменения толщины наплавки от 30 до 50 мм показывает, что при глубине проплавления 5 мм в металле, напла-

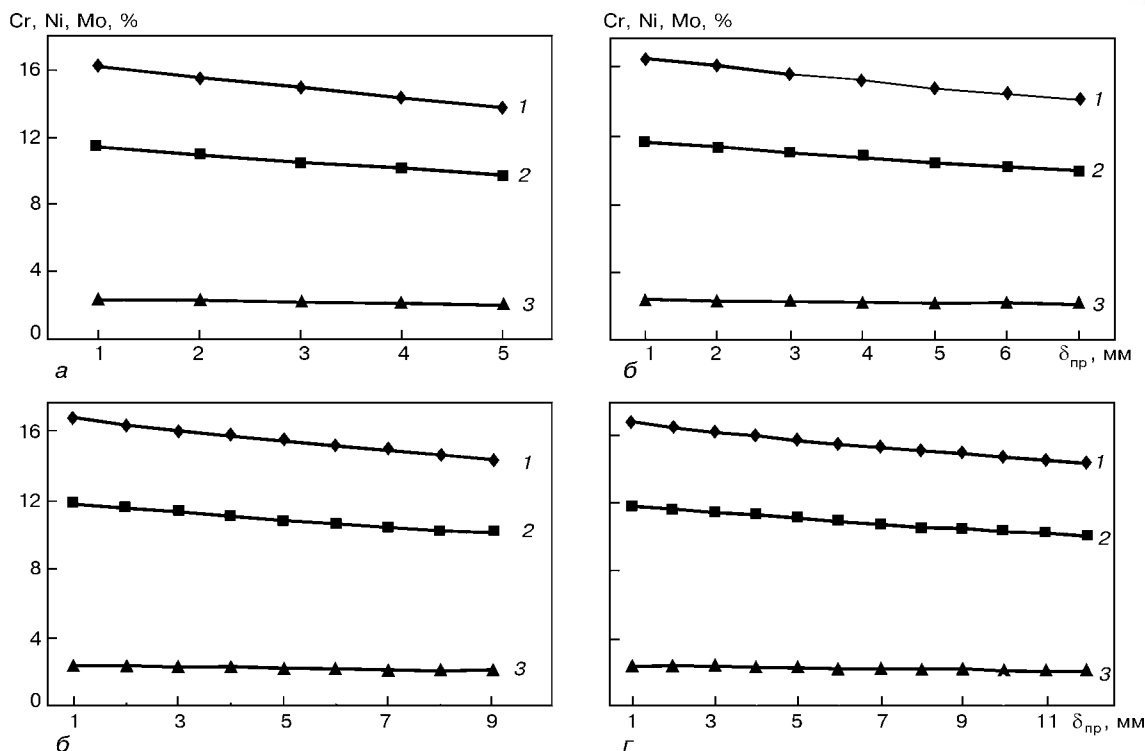


Рис. 6. Расчетное содержание хрома (1), никеля (2), молибдена (3) в коррозионно-стойком слое биметаллической заготовки диаметром 350 мм при наплавке способом ЭШН ЖМ стали 316L на сталь марок 08Г2С, 10ГТ, 25Г2С и 35ГС в зависимости от глубины проплавления при толщине наплавленного слоя: а – 20; б – 30; в – 40; г – 50 мм

ленным как на сталь 08Г2С, так и на сталь 25Г2С, обеспечивается аустенитная структура. Важно и то, что во всех рассматриваемых случаях содержание углерода в металле наплавки не превышает 0,03 %.

Следует иметь ввиду, что применение арматуры класса А400 вместо А500С позволило сократить металлоемкость железобетона в среднем на 10 % [12]. Низкое содержание углерода (не более 0,22 %) в

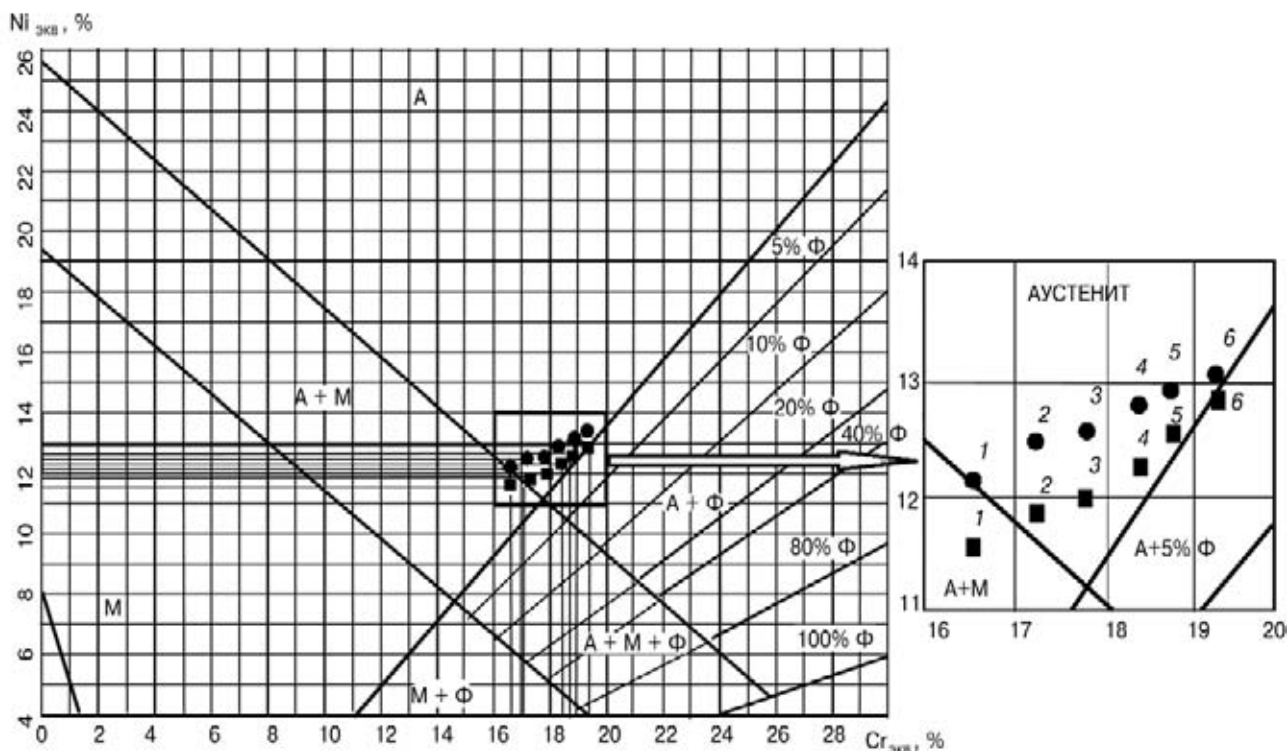


Рис. 7. Определение ожидаемого структурного состава металла плакирующего слоя биметаллической заготовки диаметром 350 мм, наплавленного сталью 316L способом ЭШН ЖМ в зависимости от толщины наплавки $\delta_{напл}$, глубины проплавления $\delta_{пр}$ и химического состава основного слоя (■ – 08Г2С; ● – 25Г2С): 1 – $\delta_{пр} = 5$ мм, $\delta_{напл} = 20$ мм; 2 – $\delta_{пр} = 4$, $\delta_{напл} = 20$; 3 – $\delta_{пр} = 5$, $\delta_{напл} = 30$; 4 – $\delta_{пр} = 5$, $\delta_{напл} = 40$; 5 – $\delta_{пр} = 5$, $\delta_{напл} = 20$; 6 – $\delta_{пр} = 1$, $\delta_{напл} = 20$; А – аустенит; М – мартенсит; Ф – феррит; $Ni_{экв} = \% Ni + 30 \% C + 0,5 \% Mn$; $Cr_{экв} = \% Cr + \% Mo + 1,5 \% Si + 0,5 \% Nb + 2,0 \% Ti + 2,0 \% V + \% W$



сочетании с термомеханической обработкой обеспечивает улучшенную свариваемость и пластичность, повышенную вязкость и долговечность.

Таким образом, при изготовлении способом ЭШН ЖМ биметаллических заготовок диаметром 350 мм коррозионно-стойкой наплавкой толщиной 20 мм из низкоуглеродистой аустенитной стали типа 316L в качестве материала основного слоя предпочтение следует отдавать арматурным сталям типа 08Г2С, содержание углерода в которых не превышает 0,1 %. Применение такого типа сталей позволяет обеспечить стабильную аустенитную структуру и требуемое содержание углерода ($\leq 0,03$ %) в наплавленном металле при $\delta_{\text{пр}}$ основного металла до 4 мм. Для сталей типа 25Г2С такое содержание углерода в наплавке может быть обеспечено, если глубина проплавления составляет ≤ 1 мм. При увеличении толщины наплавленного коррозионно-стойкого слоя до 30, 40 и 50 мм технологические возможности для наплавки на сталь типа 25Г2С расширяются, и допустимые значения глубины проплавления составляют соответственно 1,5; 2,5 и 3,0 мм.

1. Манг Р., Мюллер Г. Х. Применение горячекатаной арматуры в железобетонных конструкциях // Черные металлы (Stahl und Eisen). — 1983. — № 18. — С. 29–34.
2. Высокопрочная арматурная сталь / А. А. Кугушин, И. Г. Узлов, В. В. Калмыков и др. — М.: Металлургия, 1986. — 272 с.
3. Медовар Б. И., Саенко В. Я., Медовар Л. Б. Получение заготовок коррозионно-стойкого биметалла методом элект-

рошлаковой наплавки // Пробл. спец. электрометаллургии. — 2000. — № 2. — С. 3–7.

4. Электрошлаковая технология в производстве биметаллических изделий / Б. Е. Патон, Л. Б. Медовар, В. Е. Шевченко и др. // Соврем. электрометаллургия. — 2004. — № 2. — С. 5–11.
5. Патон Б. Е., Медовар Л. Б., Саенко В. Я. О перспективах производства биметалла с применением электрошлакового процесса // Соврем. электрометаллургия. — 2004. — № 3. — С. 5–9.
6. Биметаллические материалы / М. И. Чепурко, В. Я. Остренко, Глускин Л. Я. и др. — Л.: Судостроение, 1984. — 272 с.
7. Тарнавский А. Л., Гурылев В. В., Шуровский Б. Б. Биметаллическая проволока. — М.: Металлургиядат, 1963. — 123 с.
8. Производство биметаллических труб и прутков. М. И. Чепурко, В. Я. Остренко, А. А. Когадеев и др. — М.: Металлургия, 1986. — 240 с.
9. Чернов А. Н., Голованенко С. А., Гуляев В. В. Особенности изготовления биметаллических профилей методом горячего прессования // Производство биметаллов. Металлургия: Сб. тр. ЦНИИЧМ. — 1965. — Вып. 42. — С. 92–100.
10. Электрошлаковая наплавка жидким металлом — новый способ производства высококачественных композитных заготовок валков прокатных станов / Б. И. Медовар, Л. Б. Медовар, А. В. Чернец и др. // Черн. металлургия. — 2001. — № 4. — С. 42–45.
11. Schaeffler A. Selection of austenitic electrode for welding dissimilar metals // Welding J. — 1947. — 26, № 10. — P. 601–620.
12. Андрианов Н. В., Тихонов И. Н. Производство арматурной стали класса А500С с улучшенными потребительскими свойствами // Черн. металлургия. — 2004. — № 10. — С. 55–57.

Ин-т электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины, Киев

Поступила 07.04.2005

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ МАТЕРИАЛОВ



Предложения по сотрудничеству

- Качественное и количественное определение содержания основных легирующих и примесных элементов, включая газы, в различных материалах — рудах, концентратах, минералах, порошках, шлаках, флюсах, чугунах, сталях, сплавах на основе никеля, титана, алюминия, меди и др.
- Изготовление микрошлифов, выявление и фотографирование микроструктуры, металлографический контроль качества и установление природы дефектов металлопродукции, фрактографические исследования.
- Разработка методик исследования, определение и идентификация нитридных, оксидных и сульфидных включений, изучение фазового состава интерметаллидов, карбидов и других фаз в различных материалах.
- Исследование структуры и фазового состава материалов методами световой и электронной микроскопии (количественной и высокотемпературной металлографии, рентгеноструктурного и микроспектрального анализов).
- Разработка методик и исследование некоторых физических свойств металлов, шлаков, покрытий методами дилатометрии, высокотемпературного дифференциального термического анализа, калориметрии, а также исследование взаимодействия в системе газ-шлак-металл при нагреве различными источниками тепловой энергии.

- Обучение, стажировка, консультации инженерных и научных работников по

указанным направлениям.

Отдел оснащен просвечивающим электронным микроскопом JEM-200CX (фирма JEOL, Япония); растровым электронным микроскопом JSM-840 с системой анализа "Link" (фирма JEOL, Япония); фотоэлектрическим вакуумным спектрометром ДФС-51У; микрозондом для микрорентгеновского спектрального анализа SX-50 (фирма "Cameca", Франция); оптическим эмиссионным спектрометром SPECTROVAC-1000 DV-4 (фирма "Baird", Нидерланды).

Институт электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины
03680, Украина, Киев-150, ул. Боженко, 11
Тел.: (38044) 289 01 30; 289 65 40. Факс: (38044) 287 23 66
E-mail: leco@carrier.kiev.ua



УДК 669.117.56.

О НОВОМ ПОДХОДЕ К КОНСТРУКЦИИ КАМЕРНЫХ ПЕЧЕЙ ЭШП

Л. Б. Медовар, А. А. Троянский, В. Я. Саенко,
Б. Б. Федоровский, А. К. Цыкуленко, А. Д. Рябцев,
В. И. Ус, В. М. Журавель, В. А. Зайцев, В. Л. Петренко

Рассмотрены проблемы реконструкции стандартных печей ЭШП для повышения экономичности и качества металла. Приведены данные о концепции и конструкции новой камерной печи ЭШП фирмы «ALD»

Problems of reconstruction of ESR furnaces for improving the economic efficiency and quality of metal are considered.

Ключевые слова: электрошлаковый переплав; короткая сеть; электромагнитное поле; электрододержатель; высокоазотистые стали; суперсплавы

Конструирование и изготовление печей ЭШП сосредоточено в нескольких признанных центрах. За рубежом это американская компания «Consarc», германская фирма «ALD» и австрийская «INTECO». Достоверные данные о конструкторских центрах ЭШП в Японии и Китае, как и в некоторых других странах, где создаются отдельные более или менее удачные образцы печей ЭШП, практически отсутствуют. В бывшем СССР принципиальные конструкторские решения большинства печей ЭШП создавали в основном в ИЭС им. Е. О. Патона, а также с участием ВНИИЭТО и новосибирского «Сибэлектротерма», на котором изготовлено большинство печей ЭШП, эксплуатирующихся до сих пор на территории СНГ.

Новые печи ЭШП, введенные в эксплуатацию в последние годы, — это печи камерного типа, предназначенные для получения слитков высоколегированных сталей и суперсплавов. Следует отметить, что первая в СССР и мире промышленная печь ЭШП была камерного типа и создали ее еще в 1957 г., т. е. за год до ввода в действие промышленных печей ЭШП на Новокраматорском машиностроительном заводе и запорожской «Днепропетстали».

Основные конструктивные особенности первых печей ЭШП, созданных еще в начале 1960-х гг., не изменялись до настоящего времени. Более того, многие печи тех лет, оснащенные современными системами управления, успешно используются и сегодня для производства сталей и сплавов самого ответственного назначения.

Однако для устаревшего парка печей ЭШП в Украине, сосредоточенных преимущественно на «Днепропетстали» и «Азовстали», требуется не просто переоснащение современными системами управления, а коренная реконструкция. Устаревшая конструкция этих печей, в частности короткой сети, токоподводов и электрододержателей, предопределяет не только повышенный удельный расход электроэнергии, значительно превышающий 1100... 1200 кВт·ч на 1 т металла слитка, что свойственно большинству западных печей, но и дополнительные затраты по переделу. Например, большой расход шлака, почти вдвое превышающий соответствующие общемировые показатели, низкие коэффициенты заполнения, значительная продолжительность процесса и существенный расход материалов при сварке электродов с инвентарными головками и др. — все это, наряду с наличием других факторов, привело к потере конкурентоспособности украинского электрошлакового металла. Уникальные мощности ЭШП на заводах Украины сегодня практически не загружены. В развитых же странах в течение последних 10 лет ежегодный прирост производства металла ЭШП составляет в среднем 5%.

Таким образом, реконструкция печей ЭШП украинских заводов назрела и должна осуществляться с учетом новейших достижений. Наиболее интересные конструктивные решения в современных печах ЭШП, по нашему мнению, связаны с реализацией двух идей, возникших в разные годы в ИЭС им. Е. О. Патона: выполнение ЭШП с питанием печи от двух трансформаторов и внедрение способа получения немецкими исследователями фирмы «Крупп» высокоазотистых сталей путем ЭШП под избыточным давлением азота. Первая была освеще-



на в многочисленных публикациях ранее. В данной статье мы хотим обратить внимание на новейшую камерную печь ЭШП, способную работать при давлении до 80 атм [1].

Отметим, что ЭШП под давлением (ЭШПД) в камерных печах является основным процессом производства высокоазотистых сталей (со сверхравновесным содержанием азота). Применению ЭШПД для производства высокоазотистых сталей посвящено несколько докладов очередной Седьмой конференции по высокоазотистым сталям [2]. Особый интерес вызвало сообщение специалистов известной немецкой печестроительной фирмы «ALD» (широко известной ранее как «Leybold Hereus») и итальянского Исследовательского центра материалов о новой камерной печи ЭШП, в конструкции которой реализованы некоторые весьма интересные идеи.

Техническая характеристика печи

Диаметр кристаллизатора, мм.....	208, 160
Длина слитка, мм.....	до 1000
Масса слитка, кг.....	до 250
Давление.....	от $1 \cdot 10^{-3}$ мбар до 70 (80) бар
Ток комбинированного источника питания (постоянный и переменный пониженной частоты — 5 Гц), кА.....	до 8

В печи можно реализовать следующие технологические процессы:

- стандартный ЭШП;
- стандартный ВДП;
- ЭШП в инертном газе;
- ЭШП под давлением.

Кроме того, печь расположена за защитной бетонной стеной, что соответствует требованиям безопасности при плавке титана.

Авторы обосновали создание новой исследовательской печи тем, что на промышленных печах ЭШПД (печь на давление до 40 бар дочерней «крупновской» фирмы VSG и печь на давление до 16 бар австрийской фирмы «Böhler») по-прежнему существуют проблемы с получением однородных слитков. Связано это с тем, что легирование азотом производится твердыми частицами нитрида кремния, а достичь их равномерного распределения по жидкометаллической ванне слитка, сечению и длине готового слитка не просто. Поэтому необходимо совершенствовать технологию на лабораторной установке с достаточно продолжительным временем выплавки слитка. Особенности конструкции этой печи не раскрываются. Однако об основных принципах, заложенных в ее конструкции, можно судить на основании опубликованных сведений о технологии ведения ЭШП на этом агрегате.

Технологическая схема получения слитка выглядит так: после откачки рабочей камеры до давления менее 1 мбар и заполнения азотом до небольшого заданного избыточного давления процесс начинают на сухом старте с непрерывной подачей 50... 100 % шлака на постоянном токе. После наведения шлаковой ванны ток переключается на переменный.

Отметим, что в прошлом уже создавали печи с источником пониженной частоты, но это не привело к существенному повышению экономичности за счет снижения реактивных потерь.

Возврат к применению трансформатора пониженной частоты в комбинации с источником постоянного тока представляется нам весьма интересным в связи с двумя обстоятельствами. Во-первых, при стандартном ЭШП на переменном токе до конца не используются рафинирующие возможности шлака. Во-вторых, гидродинамика шлаковой и металлической ванны при ЭШП на переменном токе даже при полностью коаксиальном токоподводе отрицательно сказывается на качестве металла слитка. Можно полагать, что при плавке на переменном токе пониженной частоты гидродинамика ванны имеет более благоприятный характер. Однако это предположение требует дополнительных исследований.

Не менее интересен процесс сварки электродов, реализованный на этой печи. Поскольку в качестве электродов использовали литые электроды диаметром 90... 150 мм, отливавшиеся и из металла вакуумно-индукционной плавки, следовало решать проблему сварки электродов из отдельных частей. Для этого использовали ту же технику, что и для сварки электрода с электрододержателем. Сварку производили прямо в печи в режиме ВДП.

Выполнены исследования слитков, выплавленных из составных электродов, сваренных из трех частей, результаты которых показали высокую однородность слитков, постоянство параметров переплава.

Данные о новой печи ЭШП позволили дополнить некоторые базовые подходы к проблеме реконструкции отечественных печей ЭШП и повышения экономической эффективности производства электрошлакового металла. Во-первых, следует определить новый уровень требований к качеству металла ЭШП. Анализ отечественного и зарубежного сортамента позволяет подтвердить вывод специалистов ИЭС о необоснованно большом количестве низколегированной конструкционной стали ЭШП на отечественных предприятиях. С учетом среднемировой себестоимости передела на уровне около 3000 грн за 1 т переплавляемого металла, очевидно, что переплаву целесообразно подвергать лишь материалы, стоимость которых существенно выше, например суперсплавы или материалы, которые в силу их природы (системы легирования) не могут отливаться в слитки или непрерывно-литые заготовки из-за склонности к ликвации и трещинообразованию. Для расширения сортамента металла ЭШП за счет более сложнотеллегированных сплавов и увеличения развеса слитков высоколегированных сталей и сплавов требуется обеспечение симметричности электромагнитного поля в жидкометаллической части слитка ЭШП, что обеспечит более или менее симметричную гидродинамическую ситуацию в твердофазной области формирующегося слитка.



Решение этой задачи невозможно без прецизионного контроля заглубления расходимого электрода в шлак. Например, при ВДП контроль длины дугового промежутка осуществляется с точностью, ± 1 мм. На печах ЭШП при контроле заглубления электрода в шлак пока не может быть достигнута такая точность. Тем не менее на отечественных печах ЭШП до настоящего времени нет датчиков массы электрода, а контроль положения электрода в шлаковой ванне расчетным путем дает недопустимую погрешность. Более того, практика ведения ЭШП на почти вдвое завышенном количестве шлака и со значительным (иногда около 100 мм) заглублением электрода в шлак недопустима, поскольку не позволяет выплавлять целый ряд высоколегированных сплавов.

Именно в связи с качеством слитка необходимо добиться ведения переплава с как можно большим коэффициентом заполнения при минимально возможном заглублении электрода в шлак. Это означает, помимо всего прочего, что при реконструкции печей ЭШП следует учитывать целесообразность размещения электрододержателя на двухкоординатном суппорте, позволяющем системе управления осуществлять постоянное центрирование электрода в кристаллизаторе.

Таким образом, при планировании модернизации отечественных печей необходимо заменить короткую сеть, систему управления и (в ряде случаев) электрододержатели. Отдельного рассмотрения заслуживает возможность ведения ЭШП в контролируемой атмосфере. На наш взгляд, дело не в том, чтобы иметь возможность качественного переплава сплавов, содержащих легкоокисляемые легирующие элементы или требующих легирования азо-

том. Не менее важной является возможность простой реализации дугошлакового переплава со снижением расхода электроэнергии до уровня 800 кВт·ч на 1 т металла слитка.

Таким образом, времена, когда техника и технология ЭШП в Украине (и в России) были предметом пристального внимания со стороны зарубежных коллег, не ушли в прошлое полностью. Такие отечественные разработки, как дугошлаковый переплав, переплав по двухконтурной схеме, электрошлаковый переплав без расходимых электродов и получение биметаллов при ЭШП практически не имеют аналогов. В то же время, в конструкции стандартных печей ЭШП, практике стандартного ЭШП намечилось существенное отставание.

Авторы надеются, что навеянные немецкими и итальянскими коллегами размышления о конструкции современных печей ЭШП помогут отечественным металлургам в выборе направлений реконструкции имеющегося в их распоряжении оборудования для ЭШП. Основные подходы к созданию печей для получения слитков ЭШП прямо из жидкого металла без расходимых электродов авторы планируют представить в отдельной публикации.

1. *An advanced pressurized electroslag remelting process approach at laboratory scale* / H. Scholz, U. Biebricher, A. Carosi, D. Pucci // Proc. of 7th Intern. conf. of high nitrogen steels 2004 (Ostend, Belgium, Sept. 19–22, 2004). — Osteind, 2004. — P. 317–322.
2. *Балицкий А. И.* Международная конференция по высокоазотистым сталям HNS-2004 (г. Остенд, Бельгия, 19–22 сент. 2004 г.): Информация // Соврем. электрометаллургия. — 2004. — № 4. — С. 52–53.

Ин-т электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины, Киев

Поступила 18.04.2005

КУЗНЕЦЫ УРАЛА – 2005

Первая Российская научно-техническая конференция по кузнечно-штамповочному производству

12–15 сентября 2005 г.

Россия, г. Верхняя Салда

Организаторы:

- Правительство Свердловской области
- Международный союз машиностроителей
- Международный союз металлургов
- Союз кузнецов России
- Министерство промышленности, энергетики и науки Свердловской области

- Корпорация ВСМПО–АВИСМА
- Уральский государственный технический университет
- Институт машиноведения УрО РАН
- Уральское региональное отделение академии инженерных наук РФ
- Академия инженерных наук РФ
- Нефтегазтрубпром

www.midural.ru
www.ustu.ru
www.vsmppo.ru



УДК 669. 715.002.3

ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ НЕКОМПАКТНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ ОТХОДОВ (Обзор)

В. А. Шаповалов, Ф. К. Биктагиров,
А. В. Гнатушенко, А. П. Игнатов

Показана целесообразность использования отходов алюминия и его сплавов в производстве. Рассмотрены наиболее распространенные способы переработки и рафинирования таких материалов. Предложено использование для этих целей способов электрошлаковой выплавки и рафинирования.

Rationality in use of waste of aluminium and its alloys in the production is shown. The most widely spread methods of recycling and refining of these materials are described. It is suggested to use the methods of electroslag melting and refining for these purposes.

Ключевые слова: алюминий; отходы алюминия; способы переработки и рафинирования; качество металла; электрошлаковая плавка

Алюминий и его сплавы по объемам производства занимают одно из ведущих мест среди конструкционных материалов, уступая только стали [1]. Связано это с тем, что алюминий характеризуется рядом ценных свойств: высоким уровнем электро- и теплопроводности, малой плотностью, сравнительно высокими значениями удельной прочности. Он имеет хорошие литейные свойства и обрабатываемость, а также высокий уровень устойчивости против коррозии во многих средах вследствие образования тонкой (до 0,01 мкм) оксидной пленки. Большое сродство этого металла к кислороду определяет его использование для раскисления стали и алюмотермии. Области применения алюминия и его сплавов постоянно расширяются, а производство

увеличивается. Наряду с этим накапливается значительное количество лома и разных отходов (преимущественно некомпактных промышленных материалов, образующихся при механической обработке изделий, обработке металлов давлением, плавке и других металлургических процессах), являющихся сырьем для производства вторичного алюминия [2–4]. Под ломом цветных металлов и сплавов подразумевают пришедшие в негодность или утратившие эксплуатационную ценность изделия и детали из них [5].

Отходы металлургической и металлообрабатывающей промышленности, образующиеся на предприятиях, представляют огромную материальную ценность. Вопросы их переработки, рационального и более полного использования являются весьма актуальными на протяжении последних десятилетий. Вовлечение отходов в производство, помимо более дорогих и дефицитных первичных материалов, позволяет существенно экономить энергоресурсы, а также способствует уменьшению загрязнения окружающей среды [2, 3, 6, 7]. Поэтому в последние годы возрастают объемы производства как первичного, так и вторичного алюминия (табл. 1) [3, 8, 9].

Определенную сложность при производстве вторичных металлов представляет переработка некомпактной мелкодисперсной металлической и металлосодержащей шихты в виде стружки, обрезки, мелких кусков, дроби, пыли, шламов и им подобных. Зачастую такая шихта сильно окислена и загрязнена остатками эмульсии и различных масел, применяемых при механической обработке, а также всевозможными неметаллическими включениями, которые при ее расплавлении попадают в жидкий ме-

Таблица 1. Динамика производства первичного и вторичного алюминия в 1990 и 2000 гг.

Страна	Производство алюминия, млн т			
	первичного		вторичного	
	1990 г.	2000 г.	1990 г.	2000 г.
США	4,048	3,664	2,393	3,450
Германия	0,720	0,664	0,708	0,877
Россия	2,888	3,244	0,870	0,660
Украина	0,134	0,105	0,152	0,245
Всего в мире	19,290	24,030	5,900	9,060



талл, вызывая дополнительное окисление и газонасыщение расплава [10]. Утилизация такого сырья позволяет экономить до 10 % дорогостоящих шихтовых материалов [11]. Тем не менее, в Европе и мире в 1946–2000 гг. в основном перерабатывали только металлический лом, а другие отходы во вторичной металлургии использовали значительно меньше [12].

Среди некомпактных отходов первое место по распространению и доступной стоимости занимает алюминиевая стружка — легковесный материал с развитой поверхностью. При ее переплаве необходима тщательная подготовка (сушка, дробление, удаление механических примесей черных металлов и неметаллических загрязнений), для чего требуется использование дополнительного оборудования. При разработке технологии приготовления вторичных алюминиевых сплавов из алюминиевой стружки стоит задача получения металла, являющегося полноценным заменителем первичных алюминиевых сплавов [13, 14].

Для плавки алюминиевых отходов используют различные плавильные печи — стационарные поворотные и вращающиеся отражательные, электродуговые, индукционные (канальные и тигельные), шахтные и других типов, приспособленные в той или иной степени для плавки определенного вида сырья, что объясняется преимущественно стремлением уменьшить загрязнение алюминиевых сплавов, сократить потери металла от угара и механизировать основные технологические операции [9].

Чаще всего для плавки любого вторичного алюминиевого сырья применяют отражательные печи, работающие на жидком и газообразном топливе, преимуществами которых являются высокая производительность (до 8 т/ч), простота конструкций, а недостатками — большая трудоемкость и значительные потери металла вследствие окисления, особенно при переработке некомпактных отходов. Так, стружку плавят россыпью или в брикетированном виде только при условии, что в печи имеется жидкая ванна [9, 15]. Кроме того, обязательным является применение большого количества защитных и рафинирующих флюсов. В противном случае угар может достигнуть 50...60 % и более.

Плавка алюминиевого лома и отходов в отражательных печах с малым расходом флюсов снижает технико-экономические показатели металлургического передела и не оказывает положительного влияния на качество получаемых сплавов [16, 17]. Использование таких флюсов способствует образованию большого количества солевых шлаков, содержащих до 10 % металлического алюминия и требующих последующей переработки для извлечения металла [18].

Существенный недостаток пламенных отражательных печей связан с трудностью получения чистого металла вследствие соприкосновения расплава с продуктами горения топлива [19]. Влага как результат сгорания углеводородов топлива, а также

углеводороды из газообразного и жидкого топлива являются главными источниками водорода в металле. Основным дефектом алюминиевых сплавов, связанных с увеличением содержания водорода, считают пористость, влияющую на статистические и динамические характеристики отливок [20, 21].

За рубежом для плавки вторичного алюминиевого сырья широко применяют барабанные вращающиеся печи [18, 22]. Переработка стружки, мелкой обрезки и пакетов в них отличается, в сравнении с плавкой в отражательных печах, повышенными технико-экономическими показателями, лучшими условиями и более высокой производительностью труда, а также возможностью механизации некоторых трудоемких процессов. Особенностью плавки в таких печах является постоянное перемешивание шихты и флюса, что улучшает условия рафинирования металла и уменьшает его потери на угар. Среди недостатков отмечают высокое содержание солей в отходящих газах, осложняющее работу газоочистных сооружений, большой объем солевых шлаков, требующих переработки как и при отражательной плавке, необходимость полной замены флюсов и удаления из ванны после каждой плавки засоренного железом сырья во избежание загрязнения им металла последующих плавов, а также некоторые эксплуатационные неудобства [22].

Для переработки небольшого количества лома цветных металлов, а также для приготовления лигатур в литейных цехах используют тигельные топливные печи. Основное преимущество таких установок — отсутствие непосредственного контакта твердой шихты и жидкого металла с продуктами горения топлива, что значительно уменьшает окисляемость сплавов и насыщение их водородом. Среди других способов переплава вторичного алюминиевого сырья в установках с пламенным нагревом известна плавка в печах с открытой камерой, в шахтно-ваннных печах, в установках с наклонным подом [15, 23, 24].

Перспективными являются шахтно-ваннные печи, позволяющие осуществлять процесс в непрерывном режиме и с высокой производительностью. Однако шахтно-ваннные печи, предназначенные для переплава кусковой шихты, непригодны для переработки мелких отходов [23].

Широкое применение для плавки цветных металлов получили индукционные печи (тигельные, канальные) [23, 25]. Индукционные канальные печи применяют в цехах заготовительного и фасонного литья для плавки алюминиевых, медных, никелевых и цинковых сплавов. Особенностью установок такого типа является то, что после слива очередной плавки приходится оставлять в печи часть расплавленного металла, так называемое болото [26]. Как и шахтно-ваннные, эти установки не предназначены для переработки некомпактных отходов, особенно при выплавке алюминиевых сплавов, поскольку образующийся при этом оксид алюминия способствует зарастанию канальной части печи [9, 19, 23].



Более пригодными оказались индукционные тигельные печи, отличающиеся высокой производительностью, возможностью получения однородных по химическому составу сплавов и выравниванием температуры по объему ванны. Кроме того, они позволяют использовать в качестве шихты низкосортные материалы (стружку, отходы), а также быстрый переход с выплавки одной марки сплава на другую.

Особенностью технологии переплава стружки в индукционных тигельных печах является то, что ее загружают в печи на ванну предварительно наплавленного металла с равномерной пересыпкой сухим флюсом [2, 3, 9, 13–15, 23, 27]. Интенсивное перемешивание металлической ванны в таких печах, обусловленное электродинамическими явлениями, приводит к замешиванию стружки в расплав и обеспечивает ее безокислительное расплавление. Порционным введением рафинирующего флюса в процессе плавления стружки достигают защиты расплава от атмосферы и непрерывного рафинирования металла [9].

Однако перемешивание расплава в процессе плавки сопровождается нарушением целостности оксидной пленки и замешиванием ее обрывков в расплав. Отрицательная роль этого фактора возрастает по мере уменьшения некомпактности и увеличения удельной поверхности материала. К недостаткам индукционных тигельных печей следует отнести и относительно низкую температуру металла на поверхности жидкой ванны, не позволяющую эффективно использовать флюсы для металлургической обработки расплава [23].

Для плавки отходов алюминия применяют также печи сопротивления. Однако шихта в них должна состоять из первичных материалов с добавлением определенного количества отходов. Основной недостаток таких печей — низкие температура и производительность [15, 23, 28]. Новый процесс производства вторичных алюминиевых сплавов основан на использовании дуговых печей косвенного действия, работающих на постоянном токе. По сравнению с топливной плавкой и плавкой в индукционных печах, это позволяет сократить энергозатраты, сэкономить металл, улучшить его свойства и повысить экологическую безопасность. В дуговых печах на постоянном токе предлагается использовать для переработки лом и отходы алюминиевых производств, включая возврат и стружку механических цехов [9, 29]. Как следует из статьи [30], есть возможность отказаться от дегазации, рафинирования металла и использования флюсов.

Главный недостаток печей этого типа заключается в местном перегреве, обусловленном концентрированным источником тепла, что способствует износу футеровки и значительному угару металла. Кроме того, недостатком дуговых печей является и высокий уровень шума, создаваемый при их работе [31].

При переработке отходов алюминия в указанных плавильных агрегатах большое внимание уделяют повышению его чистоты. Особенно это касается пе-

реплава некомпактных отходов, более загрязненных, чем крупнокусковой лом. Очистку алюминиевых расплавов обычно осуществляют путем отстаивания, продувки инертными и активными газами, фильтрования через сетчатые и зернистые фильтры, обработки хлористыми солями и флюсами, электрофлюсового рафинирования и вакуумирования [32–34].

При отстаивании происходит всплывание неметаллических включений на поверхность металлической ванны, откуда их затем удаляют. Зачастую для рафинирования алюминиевых расплавов от твердых неметаллических и интерметаллидных включений применяют сетчатые (двумерные) и зернистые (объемные) фильтры. В основе работы первых лежит механическое отделение макроскопически крупных включений. Очистка металлических расплавов при фильтровании через зернистые фильтры обусловлена преимущественно механическими и адгезионными процессами.

Более глубокой очистки алюминиевых расплавов от газов и неметаллических включений достигают путем продувки инертными газами или при комбинированном рафинировании, осуществляемом по схеме инертный газ–пар галогенида–хлоридно-фторидный флюс. Добавки малых количеств галогенида и оксидно-фторидного флюса способствуют разрушению оксидной пленки на поверхности газовых пузырей и повышению адгезии неметаллических включений к ним. При вакуумировании достигают высокой степени дегазации, хотя этот способ не обеспечивает достаточного рафинирования от неметаллических включений.

Для удаления неметаллических включений хорошо зарекомендовало себя применение флюсовой обработки, суть которой состоит в рафинировании жидкого металла расплавами хлоридных или хлоридно-фторидных флюсов. Обычно она осуществляется в емкости, установленной на участке переливания из миксера в литейную форму или кристаллизатор. Благодаря различиям в смачиваемости контактирующих фаз неметаллические включения самопроизвольно переходят из металла во флюс. Необходимым условием при этом является поддержание флюсовой ванны в жидком состоянии на протяжении всего процесса литья, что осуществляется при подогреве емкости газовой горелкой или электрической спиралью, вмонтированной в футеровку печи. Однако последнее вызывает затруднения при эксплуатации и не гарантирует возможности стабильной длительной работы [35].

Разновидностью флюсовой обработки жидкого алюминия является электрофлюсовое рафинирование (ЭФР) (рис. 1). В этом случае фильтрование металла через слой расплавленного флюса совмещается с наложением поля постоянного или переменного тока. Последнее приводит к снижению межфазного натяжения на границе раздела фаз, что способствует переходу неметаллических включений из металла во флюс. Кроме того, протекание тока через флюс отчасти обеспечивает его подогрев в ходе ЭФР.

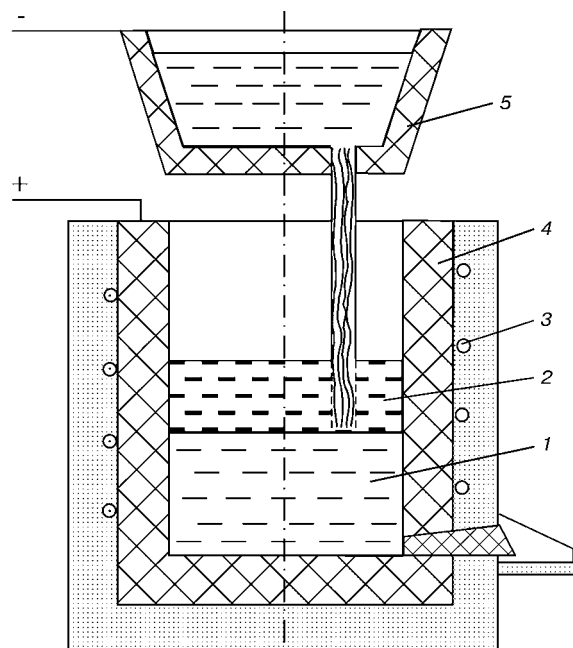


Рис. 1. Схема ЭРФ: 1 — металлическая ванна; 2 — шлаковая ванна; 3 — индуктор; 4 — огнеупорный тигель; 5 — промежуточная воронка

Помимо описанных способов повышения чистоты алюминиевых расплавов, применяют легирование гидридообразующими присадками, рафинирование порошкообразной серой в смеси с нейтральным газом, «вымораживание», физическое воздействие и др. [36].

Согласно работе [35], по степени рафинирования от неметаллических включений наиболее эффективными является ЭФР (табл. 2), которое, кроме того, способствует снижению содержания газов в металле.

Очень близок к электрофлюсовому способ электрошлакового рафинирования (рис. 2), когда шлак (флюс) нагревается исключительно вследствие прохождения через него электрического тока. Хорошо известно о рафинирующих возможностях электрошлакового переплава (ЭШП) сплавов на основе железа. Применяли классический ЭШП (переплав расходуемого электрода) и для повышения чистоты цветных металлов, таких как хром, медь, бронзы и др. [37–39]. Опыт ЭШП алюминиевых сплавов свидетельствует об улучшении качества получаемого металла, в частности, снижении содержания в нем неметаллических включений [40, 41]. Однако схема электрошлакового переплава расходуемого электрода не позволяет эффективно перерабатывать некомпактную шихту. Для этих целей более пригодным является способ электрошлаковой выплавки и рафинирования (ЭШВР) с использованием для ведения электрошлакового процесса нерасходуемых электродов [42–44].

Суть данного способа состоит в следующем. Первоначально в водоохлаждаемой или футерованной емкости с помощью нерасходуемых электродов наводят шлаковую ванну. Поступающую на переработку шихту постепенно засыпают на шлаковую ванну, проходя через которую она плавится и скап-

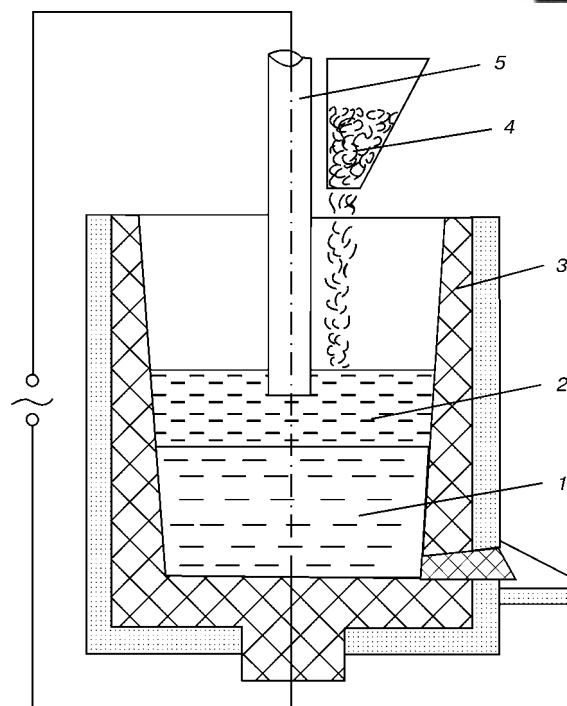


Рис. 2. Схема ЭШВР: 1 — металлическая ванна; 2 — шлаковая ванна; 3 — индуктор; 4 — огнеупорный тигель; 5 — электрод

ливается под шлаком в виде слитка, в случае ведения процесса в водоохлаждаемом кристаллизаторе либо в виде расплава, если процесс осуществляется в футерованной емкости. Из последней расплавленный металл периодически сливается в ту или иную форму [42, 44].

Преимуществом электрошлаковой плавки некомпактной шихты является то, что ее частицы отличаются большой удельной поверхностью и вследствие интенсивной теплоотдачи от шлака плавятся очень быстро. При этом предотвращается окисление металла, поскольку плавление происходит в слое жидкого шлака, проходя через который металл еще и активно им рафинируется.

Кроме того, применение нерасходуемых (неплавящихся) электродов позволяет в широких пределах варьировать технологические параметры плав-

Таблица 2. Сравнение различных способов рафинирования сплава АМг6

Способ рафинирования	Содержание водорода, см ³ /100 г	Объем пористости, %	Количество неметаллических включений, балл
Традиционный	0,60... 0,70	0,6... 0,7	3
Вакуумирование	0,25... 0,35	0,2... 0,3	2
Продувка газом	0,25... 0,35	0,3... 0,4	3... 4
Комплексный	0,25... 0,35	0,2... 0,3	1... 2
ЭФР	0,26... 0,38	0,2... 0,3	1

Примечание. Традиционный способ заключается в обработке газом или флюсом в плавильно-литейном агрегате, комплексный — в совмещении непрерывной продувки с фильтрацией через жидкий флюс или зернистый фильтр.



ки, в частности состав и температуру шлака. Таким образом, при ЭШВР одновременно решаются вопросы снижения угара металла и повышения его чистоты. Некомпактная алюминиевая шихта, в частности стружка, является удобным объектом для плавки способом ЭШВР, а с учетом возможностей рафинирования алюминия флюсами при соответствующем подборе состава шлака следует ожидать получения качественного металла.

Таким образом, проблема рециклирования отходов цветных металлов, в частности алюминия и его сплавов, является актуальной и сейчас. В этой связи представляется целесообразным использовать способ электрошлаковой плавки с нерасходуемыми электродами, позволяющий одновременно переплавлять и рафинировать металл с минимальными потерями.

1. Макаров Г. С. Плавка алюминиевых сплавов: статус и перспективы // Специальная металлургия: вчера, сегодня, завтра: Сб. докл. междунар. науч. техн. конф. (Киев, сент. 2002). — Киев, 2002. — С. 367–372.
2. Рязанов С. Г., Мутяев А. А. Техничко-экономические аспекты получения и использования вторичных алюминиевых сплавов // ITE: Интегровані технології та енергозбереження. — 2001. — № 2. — С. 92–96.
3. Макаров Г. С. Мировые тенденции в области переработки и применения вторичных алюминиевых сплавов // Технология легких сплавов. — 2004. — № 1. — С. 25–30.
4. Гудима Н. В., Шейн Я. П. Краткий справочник по металлургии цветных металлов. — М.: Металлургия, 1975. — 536 с.
5. Истрин М. М., Левитин В. Х., Миллер С. М. Вторичные цветные металлы. Справочник. — М.: Металлургия, 1956. — Ч. I. — 232 с.
6. Шевелев А. И. Создание комплекса по переработке лома и отходов цветных металлов // Металл и литье Украины. — 2004. — № 3–4. — С. 45–46.
7. Галдин Н. М. Использование отходов металлообработки в литейных цехах машиностроительных заводов // Литейн. пр-во. — 1986. — № 12. — С. 10–13.
8. Die NE — Metallindustrie legte im Jahr 2000 beachtlich zu // Stahlmark. — 2001. — 51, № 8. — С. 70.
9. Демидик В. Н. Переработка алюминиевых отходов // Процессы литья. — 2003. — № 3. — С. 8–12.
10. Еришов Г. С., Бычков Ю. Б. Высокопрочные алюминиевые сплавы из вторичного сырья. — М.: Металлургия, 1979. — 192 с.
11. Гаврилин И. В. Переплавы алюминиевой стружки в литейных цехах // Литейн. пр-во. — 1998. — № 8. — С. 7–9.
12. Kirehner G. The European and global dimension of aluminum recycling at present and in future // Organization of European Aluminum Refiners and Remelters Dusseldorf Bonneshof 5. Er 2 metall. — 2002. — 55, № 9. — С. 465–470.
13. Корякин Г. И., Кимстач Г. М., Грешищев Б. А. Разработка и применение на Заволжском моторном заводе технологии перепада алюминиевой стружки // Литейн. пр-во. — 1986. — № 12. — С. 13–15.
14. Кимстач Г. М. О перепаде алюминиевой стружки // Там же. — 1999. — № 11. — С. 23.
15. Цыганов А. С. Производство вторичных цветных металлов. — М.: Металлургия, 1961. — 302 с.
16. Альтман М. Б., Полянский А. П. Эффективные методы использования лома и отходов алюминия и его сплавов. — М., 1949. — 56 с.
17. Исследование влияния флюсов на потери металла при отражательной плавке вторичного алюминийсодержащего сырья / Н. И. Артемьев, А. М. Апанасенко, А. Е. Андриухов, А. П. Шевченко // Производство металлов и сплавов из вторичного сырья: Сб. науч. тр. — Запорожье, 1983. — С. 38–39.
18. Белковская И. Г., Косырев К. Л. Интенсификация переработки солевых шлаков производства вторичного алюминия // Электрометаллургия. — 2003. — № 2. — С. 32–35.
19. Альтман М. Б., Лебедев А. А., Чухров М. В. Плавка и литье легких сплавов. 2-е изд. испр и доп. — М.: Металлургия, 1969. — 680 с.
20. О рафинировании и модифицировании алюминиевых сплавов / С. П. Задруцкий, Б. М. Немененок, С. П. Королев и др. // Литейн. пр-во. — 2004. — № 3. — С. 17–20.
21. Колачев Б. А. Водородная хрупкость цветных металлов. — М.: Металлургия, 1966. — 256 с.
22. Шкляр М. С. Печи вторичной цветной металлургии. — М.: Металлургия, 1987. — 216 с.
23. Производство отливок из сплавов цветных металлов / А. В. Курдюмов, М. В. Пикунов, В. М. Чурсин, Е. Л. Бибилов. — М.: Металлургия, 1986. — 416 с.
24. Суханов Г. А. Печь для перепада алюминиевого скрапа // Технология легких сплавов. — 2000. — № 1. — С. 53–54.
25. Крапухин В. В. Печи для цветных и редких металлов. — М.: Металлургия, 1980. — 392 с.
26. Чернобаев Н. Е. Плавка в индукционных печах. — М.; Свердловск: Машгиз, 1950. — 96 с.
27. Кимстач Г. М. Приготовление вторичных алюминиевых сплавов из стружки на машиностроительных заводах // Литейн. пр-во. — 1981. — № 1. — С. 14–15.
28. Борисов Г. П., Белецкий Д. М., Вернидуб А. Г. // Влияние добавки стружки в жидкий металл на структуру и свойства алюминиевых сплавов / Металл и литье Украины. — 2004. — № 1–2. — С. 4–5.
29. Апанасенко А. М., Биба В. Р., Сачко А. И. Переработка алюминиевых отходов в дуговых печах постоянного тока // Вопросы экологии и ресурсосбережения в переработке отходов цветной металлургии: Сб. науч. тр. — Запорожье, 1991. — С. 58–64.
30. Малиновский В. С., Мешков М. А. Перспективы развития новой технологии и оборудования для плавки алюминиевых сплавов // Литейн. пр-во. — 2002. — № 12. — С. 23.
31. Альтман М. Б., Лебедев А. А., Чухров М. В. Плавка и литье сплавов цветных металлов. — М.: Металлургия, 1963. — 524 с.
32. Альтман М. Б. Неметаллические включения в алюминиевых сплавах. — М.: Металлургия, 1965. — 126 с.
33. Коротков В. Г. Рафинирование литейных алюминиевых сплавов. — М.: Машгиз, 1963. — 126 с.
34. Переработка стружки и мелких отходов алюминиевых сплавов / М. А. Садохва, Б. А. Краев, В. И. Гутко, А. И. Гутко // Литье и металлургия. — 2001. — № 4. — С. 49–51.
35. Флюсовая обработка и фильтрование алюминиевых расплавов / А. В. Курдюмов, С. В. Инкин, В. С. Чулков, Н. И. Графас. — М.: Металлургия, 1980. — 169 с.
36. Рафинирование алюминиевых сплавов порошкообразной серой в струе азота / А. М. Галушко, Г. В. Довнар, М. М. Ситниченко и др. // Литейн. пр-во. — 2004. — № 3. — С. 23–25.
37. Лютый И. Ю., Латаш Ю. В. Электрошлаковая выплавка и рафинирование металлов / Под ред. Б. Е. Патона. — Киев: Наук. думка, 1982. — 188 с.
38. Латаш Ю. В., Медовар Б. И. Электрошлаковый перепад. — М.: Металлургия, 1970. — 239 с.
39. Молдавский О. Д. Электрошлаковый перепад тяжелых цветных металлов. — М.: Металлургия, 1980. — 200 с.
40. Ищенко А. Я., Лычко И. И. Электрошлаковая подпитка алюминиевых отливок плавящимися электродами большого сечения // Автомат. сварка. — 1966. — № 3. — С. 55–57.
41. Электрошлаковый металл / Под ред. Б. Е. Патона и Б. И. Медовара. — Киев: Наук. думка, 1981. — 680 с.
42. Биктагиров Ф. К., Крутиков Р. Г., Гнатушенко А. В. Электрошлаковая плавка некомпактных металлических и металлосодержащих материалов // Проблемы металлургии, материаловедения и сварки: Сб. тр. VII международной науч.-техн. конф. (Тбилиси, март 2002) — Тбилиси, 2002. — С. 347–353.
43. Биктагиров Ф. К. Применение электрошлакового процесса с нерасходуемыми электродами для плавки, рафинирования и обработки металлов. Сообщ. 1 // Пробл. спец. электрометаллургии. — 2002. — № 4. — С. 11–17.
44. Биктагиров Ф. К. Применение электрошлакового процесса с нерасходуемыми электродами для плавки рафинирования и обработки металлов. Сообщ. 2 // Соврем. электрометаллургия. — 2003. — № 1. — С. 5–9.

Ин-т электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины, Киев

Поступила 07.02.2005



УДК 669.187.56

ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА ДЛЯ РЕГЕНЕРАЦИИ ОТХОДОВ ЖАРОПРОЧНЫХ СПЛАВОВ

Е. Н. Еремин

Рассмотрены особенности электрошлакового переплава отходов жаропрочных сплавов. Для повышения качества слитков предложено использовать комплексное модифицирование переплавляемого металла. Приведены результаты механических и металлографических исследований литого металла. Показаны преимущества новой технологии и возможность регенерации отходов в мерные шихтовые заготовки.

Specifics of electroslag remelting of heat-resistant alloy waste are considered. To improve the quality of ingots, the integrated modifying of metal being remelted is suggested. Results of mechanical and metallographic examinations of cast metal are given. The advantages of the new technology and feasibility of regeneration of waste into charge billets are shown.

Ключевые слова: электрошлаковый переплав; отходы жаропрочных сплавов; слитки; модифицирование; механические свойства; жаропрочность; структура

Жаропрочные никелевые сплавы широко используются для изготовления деталей ответственного назначения в авиационном двигателестроении. К ним предъявляются высокие требования по точности размеров, чистоте поверхности и особенно качеству литого металла. Поэтому основным технологическим процессом изготовления таких деталей является литье по выплавляемым моделям в горячие керамические формы в вакуумных индукционных печах. Но и в этом случае фиксируется значительный процент брака, низкий выход годной продукции, что обуславливает малый коэффициент использования металла.

Забракованные отливки и различные элементы литниково-питающей системы в дальнейшем не используются и фактически являются безвозвратными потерями дорогостоящих и дефицитных сплавов. Поэтому максимальное использование отходов никелевых сплавов, образующихся как на стадии металлургического передела, так и при последующей обработке, перспективно и экономически выгодно.

В то же время вторичное использование забракованных отливок ограничивается рядом причин. Во-первых, из-за их негабаритности и сложности конструкции невозможно производить загрузку тигля вакуумной индукционной печи шихтой требуемой массы. Кроме того, организация производства мерной заготовки в вакууме на моторостроительных заводах вообще неэкономична. Во-вторых, при других способах литья жаропрочные сплавы в резуль-

тате переплавов загрязняются, что снижает механические и служебные характеристики литого металла.

Решением данной проблемы является организация регенерации отходов никелевых сплавов без применения вакуумно-индукционного литья (ВИЛ) с одновременным получением мерной шихтовой заготовки нужного размера, которую можно было бы использовать в дальнейших переделах. Перспективным в этом отношении является электрошлаковый переплав (ЭШП).

Процесс ЭШП наряду с простотой и высокой производительностью обеспечивает и высокое качество литого металла [1]. Вместе с тем, традиционный ЭШП жаропрочных сплавов имеет свои трудности [2, 3], связанные прежде всего с необходимостью обеспечения в литом металле строго заданного химического состава. Во-первых, не происходит полного усвоения легкоокисляющихся элементов (титана и алюминия), образующих γ' -фазу и определяющих основные свойства сплава. Во-вторых, электрошлаковый металл имеет столбчатую крупнозернистую структуру с большой протяженностью первичных осей дендритов, что в совокупности с другими факторами не способствует в полной мере получению требуемых механических свойств и служебных характеристик слитков. В связи с этим совершенствование технологии ЭШП жаропрочных никелевых сплавов является актуальной задачей.

Одним из способов повышения качества литого металла является применение модифицирования [4–6], осуществляемого обычно путем введения в металлический расплав частиц тугоплавких, слабо-растворимых соединений-инокуляторов, являю-



Таблица 1. Химический состав сплава ЖС6У

Объект исследования	Массовая доля элементов, %									
	C	Cr	Co	W	Mo	Ti	Nb	Al	S	P
Серийный сплав, № 917	0,19	9,0	10,1	10,1	1,7	2,6	1,1	5,7	0,005	0,006
Отходы ВИЛ	0,19	8,4	9,8	10,0	1,7	2,5	1,0	5,5	0,005	0,006
Слитки, полученные способом ЭШП из отходов, немодифицированные	0,18	8,3	9,4	9,8	1,6	2,0	0,96	5,1	0,002	0,004
То же, модифицированные	0,19	8,3	9,5	9,8	1,6	2,5	0,98	5,4	0,002	0,004
Металл ВИЛ из модифицированных слитков ЭШП	0,18	8,2	9,5	9,8	1,6	2,4	0,97	5,3	0,002	0,004
Технические условия	0,13...0,20	8,0...9,5	9,0...10,5	9,5...11,0	1,2...2,4	2,0...2,9	0,8...1,2	5,1...6,0	≤ 0,010	≤ 0,015

щихся готовыми центрами кристаллизации. В то же время при этом возникает ряд проблем, связанных с низкой зародышеобразующей активностью частиц, обусловленной тем, что поверхность частиц порошков большинства тугоплавких веществ, пригодных для модифицирования, не характеризуется необходимыми адсорбционными свойствами по отношению к модифицируемому расплаву. Поэтому необходимо производить активирование частиц тугоплавких инокуляторов, в частности путем ввода в расплав некоторых растворимых поверхностно-активных элементов, способствующих образованию новой фазы — переходного слоя на инокуляторах. Вследствие этого зародышеобразующая активность инокулятора по отношению к расплаву повышается. Наряду с тугоплавкими нерастворимыми частицами предложено вводить растворимые добавки, снижающие уровень межфазной энергии, т. е. осуществлять комплексное модифицирование.

В результате проведенных исследований установлено, что выбор инокуляторов необходимо производить исходя из условий их устойчивости против растворения в данном расплаве, высокой электропроводности и близости значений плотности [7]. При этом лучше использовать синтетические ультрадисперсные порошки (УДП) с наночастицами размером 0,01... 0,5 мкм, поскольку в этом случае состав и количество дисперсной фазы, вводимой в металл, могут быть заданы заранее, что служит предпосылкой получения стабильных результатов. Выбор активирующих добавок следует осуществлять из условий их сродства к веществу данного инокулятора и способности сглаживать различия между частицей и расплавом на границе их раздела. Исходя из этого разработан модификатор, в состав которого входят УДП карбонитрида титана, титан и иттрий.

Эффективность действия данного модификатора исследована при электрошлаковом переплаве отходов сплава ЖС6У — представителя семейства высоколегированных жаропрочных никелевых сплавов, широко используемого для изготовления деталей авиационной техники.

Переплав осуществляли в медном водоохлаждаемом кристаллизаторе, обеспечивающем стерильные условия плавки на установке А-550У с источником питания ТШС-3000-1. Расходуемый элект-

род собирали из стояков литниковой системы и забракованных отливок, сваренных в плеть. Плавку в кристаллизаторе начинали с жидкого старта. В качестве рабочего шлака использовали высокофтористый флюс АНФ-1П, наиболее широко применяемый при электрошлаковой плавке высоколегированных сталей и сплавов.

Модифицирование осуществляли путем переплава трубчатого электрода-спутника из никелевого сплава, внутреннюю полость которого набивали порошкообразными компонентами. В результате переплава получали мерную заготовку диаметром 60 мм и длиной 250 мм, из которой после очистки от гарнисажа и удаления донной и головной частей изготавливали образцы для испытаний и металлографических исследований. Часть слитков расплавляли в вакуумно-индукционной печи, где по серийной технологии отливали образцы для сравнительных исследований химического состава и качества металла.

Сплав ЖС6У относится к группе литейных сложнолегированных многокомпонентных жаропрочных сплавов, в структуре которых наряду со значительным размером макрозерна и большой разнородностью кристаллов при кристаллизации образуются различные фазы: твердые растворы, эвтектические системы, карбиды, интерметаллические соединения. Основной упрочняющей фазой является γ' -фаза, представляющая собой интерметаллид $(\text{Ni}, \text{Co})_3(\text{Al}, \text{Ti})$. Поэтому свойства литого сплава в первую очередь определяются его химическим и фазовым составом.

Выполненный химический анализ (табл. 1) свидетельствует о том, что состав немодифицированного никелевого сплава по большинству основных легирующих элементов в результате переплава под флюсом АНФ-1П изменяется незначительно. Исключение составляют титан и алюминий, концентрация которых находится на нижнем пределе требований технических условий.

В то же время механические свойства и длительная прочность слитков, химический состав которых соответствует марочному, не удовлетворяют техническим условиям. Сравнительные свойства слитков, полученных по указанным технологиям переплава, представлены в табл. 2.



Таблица 2. Свойства сплава ЖС6У

Объект исследования	Механические свойства			Жаропрочность
	σ_B , МПа	δ , %	ψ , %	σ_{240}^{975} , ч
Отходы ВИЛ	$\frac{945...1018}{981}$	$\frac{4,9...5,7}{5,4}$	$\frac{6,1...6,6}{6,3}$	$\frac{52...64}{59}$
Слитки, полученные способом ЭШП из отходов, немодифицированные	$\frac{921...978}{968}$	$\frac{2,5...3,2}{2,9}$	$\frac{2,9...3,4}{3,2}$	$\frac{16...25}{21}$
То же, модифицированные	$\frac{1017...1036}{1028}$	$\frac{8,7...9,8}{9,3}$	$\frac{6,8...7,7}{7,2}$	$\frac{84...98}{92}$
Металл ВИЛ из модифицированных слитков ЭШП	$\frac{1006...1028}{1019}$	$\frac{8,1...9,2}{8,5}$	$\frac{6,4...6,9}{6,6}$	$\frac{67...82}{76}$
Технические условия	> 850	> 3,0	—	> 25

Примечание. В числителе приведен разбег данных, в знаменателе — их среднее значение.

Важными факторами, определяющими качество и служебные свойства жаропрочных сплавов, являются фазовый состав, состояние границ зерен, их размер, степень однородности, морфология и топография включений [8, 9].

Результаты исследования литого немодифицированного металла (как электрошлакового, так и отходов) показали, что макроструктура у него транскристаллическая, состоящая из крупных столбчатых кристаллов по периферии протяженностью до 30 мм (рис. 1).

Согласно результатам микроструктурного исследования, основными фазами в структуре сплава являются карбиды и γ' -фаза. Включения карбидов в виде каркасов сплошной скелетообразной формы, называемых китайским шрифтом, располагаются преимущественно по границам зерен и имеют очень большую протяженность. Карбиды подобной морфологии оказывают отрицательное влияние на свойства никелевых сплавов [4, 5, 9].

Введение в металл при переплаве 0,5 % модификатора приводит к существенному изменению как структуры, так морфологии и топографии карбидной фазы (рис. 2).

При этом происходит резкое измельчение макрозерна, устраняется столбчатость зерен и разнотерность. Дендритная структура литого металла — тонкая и однородная по сечению слитка. Карбиды приобретают компактную равноосную форму и равномерно распределены по объему зерна. Образование большого количества компактных карбидов можно объяснить увеличением степени переохлаждения расплава при введении в него модификатора, дисперсные частицы которого, являясь центрами кристаллизации, увеличивают скорость охлаждения металла. Такие морфо-

логия и топография карбидной фазы повышают химическую стабильность γ -матрицы благодаря связыванию легирующих элементов, взаимодействующих с углеродом, и оказывают благоприятное воздействие на длительную прочность сплава.

Анализ макрошлифов образцов после испытаний на жаропрочность показал, что во всех случаях разрушение имеет межзеренный характер. В образцах из немодифицированного металла разрушение происходит в зоне направленной кристаллизации по границам дендритов. Жаропрочность таких образцов составляет всего 16...25 ч. В модифицированных образцах, показавших наибольшую жаропрочность (84...98 ч), структура была очень дисперсной.

Вместе с тем нельзя объяснить повышение жаропрочности сплава при модифицировании только изменением структуры карбидной фазы и измельчением зерна при кристаллизации. На свойства никелевых сплавов большое влияние оказывает дисперсионное упрочнение матрицы за счет выделения γ' -фазы кубической морфологии, имеющей близкие с γ -фазой значения параметра кристаллической решетки, что обуславливает их когерентную связь [9]. Параметры образований γ' -фазы и их объемная доля определяют прочностные характеристики, а также сопротивление ползучести объема зерен, в то время как карбидные и боридные выделения — прочность границ зерен [10].

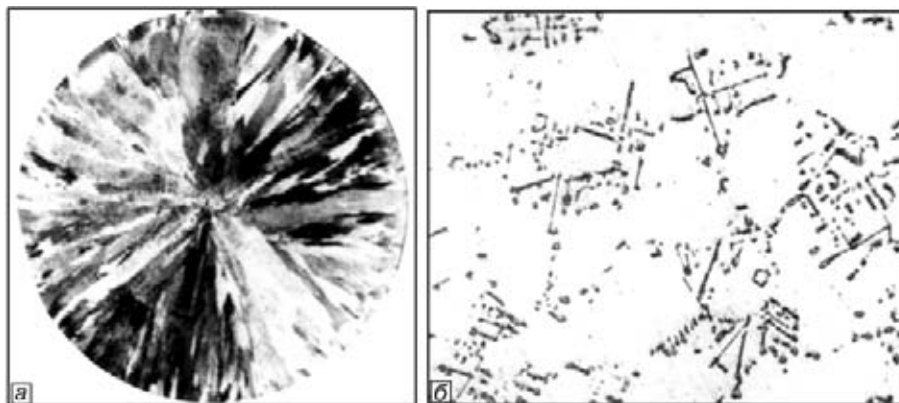


Рис. 1. Структура литого немодифицированного металла сплава ЖС6У электрошлаковой плавки: а — макроструктура; б — карбидная фаза (X 140)

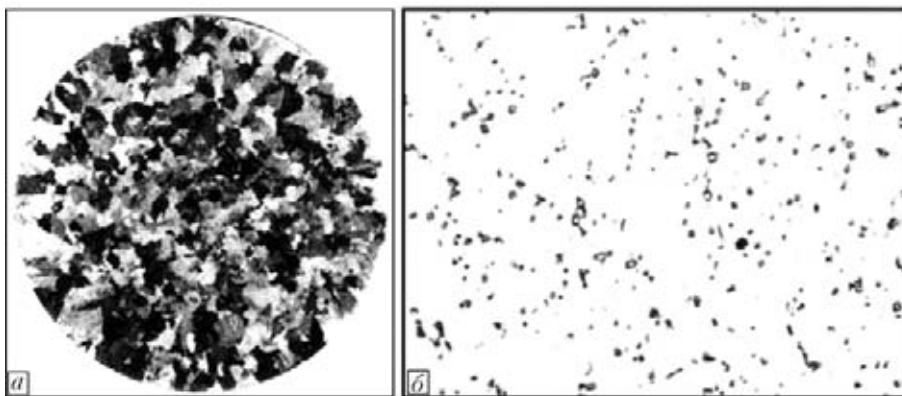


Рис. 2. Структура литого модифицированного металла сплава ЖС6У электрошлаковой плавки: *а* — макроструктура; *б* — карбидная фаза ($\times 200$)

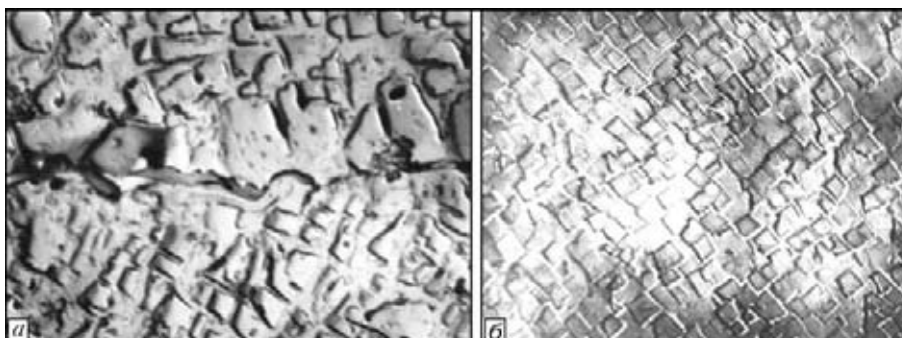


Рис. 3. Упрочняющая γ' -фаза в сплаве ЖС6У: *а* — немодифицированном; *б* — модифицированном ($\times 10000$)

Электронно-микроскопические исследования показали большую неоднородность дисперсности и морфологии частиц γ' -фазы в масштабах дендритной ячейки литого немодифицированного сплава ЖС6У (рис. 3).

В осях дендритов выделяются мелкие и неоднородные по форме частицы, а в межосных пространствах — значительно грубее, неправильной морфологии. Наряду с мелкими частицами (0,8 мкм) γ' -фазы зафиксированы крупные, скоагулированные выделения (свыше 4 мкм), по границам которых возникают и распространяются микротрещины. Подобная разнородность является следствием двух факторов. Во-первых, температура распада твердого раствора, локализованного в осях дендритов, ниже по сравнению с таковой в межосном пространстве, что связано с обеднением данных участков алюминием, титаном и ниобием из-за ликвационной неоднородности. Во-вторых, обогащение твердого

раствора в осях дендритов вольфрамом существенно тормозит протекание диффузионных процессов.

Количество и морфология γ' -фазы в модифицированном сплаве значительно отличаются от таковых в немодифицированном. Модифицирование формирует более дискретные мелкодисперсные выделения γ' -фазы преимущественно квадратной либо прямоугольной формы (рис. 3, *б*). При введении 0,01 % карбонитрида титана размер выделений γ' -фазы составляет 0,8...1,2 мкм, при 0,02 % тугоплавких частиц — 0,4...0,6 мкм. В случае дальнейшего увеличения концентрации тугоплавких частиц γ' -фаза достигает размеров 0,2...0,3 мкм с большой плотностью упаковки в матрице. Выделения γ' -фазы выравниваются по размерам, их форма после длительных испытаний не изменяется. Располагаются они вдоль кристаллографических плоскостей с очень малым расстоянием между ними.

Таким образом, структура модифицированного сплава состоит из двух когерентно связанных фаз: γ -твердого раствора и дисперсной γ' -фазы кубической формы, однородных по составу, размерам и морфологии как в осях, так и в межосных пространствах.

В целом свойства данного металла такие же, как у серийного сплава металлургического комбината. При этом (по сравнению с металлом ВИЛ) относительное удлинение увеличивается в 1,7 раза ($\delta = 9,3\%$), а время до разрушения — более чем в 1,5 раза (92 ч).

Последующий вакуумный переплав модифицированных слитков ЭШП не улучшает, а даже несколько ухудшает все свойства сплава, показатели которых все-таки остаются значительно выше требуемых техническими условиями. Изучение струк-

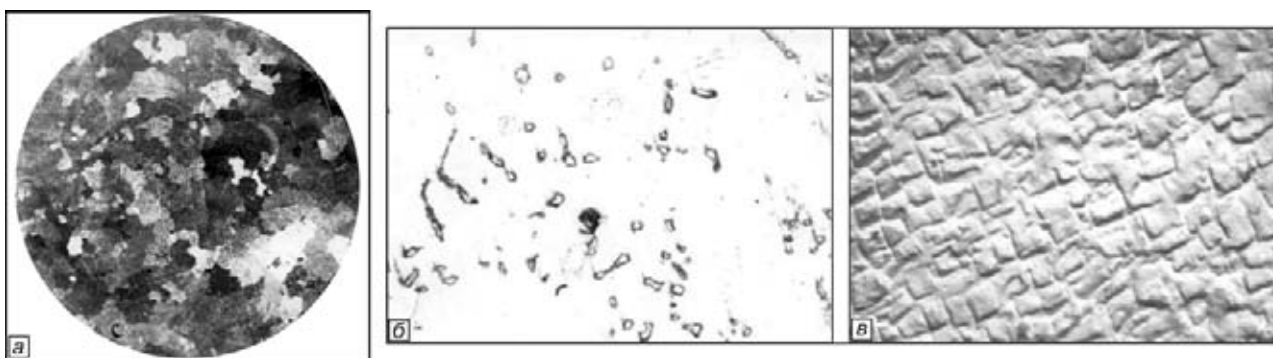


Рис. 4. Структура литого модифицированного металла сплава ЖС6У после ВИЛ слитков ЭШП: *а* — макроструктура; *б* — карбидная фаза ($\times 200$); *в* — γ' -фаза ($\times 10000$)



туры такого металла показывает, что эффект модифицирования сохраняется, но выражается несколько слабее (рис. 4). Столчатость зерен отсутствует, хотя некоторая разноразмерность имеется, размер макрозерна при этом несколько увеличивается. Карбиды здесь более крупные, скоагулированы и имеют близкую к глобулам форму. Появляется некоторая неоднородность в строении γ' -фазы, а ее когерентность с матрицей уменьшается.

Таким образом, исследования показали, что применение модифицирования при ЭШП обеспечивает получение из отходов жаропрочных сплавов слитков с высоким металлургическим качеством литого металла, что позволяет использовать их как мерные шихтовые заготовки при ВЛ деталей газотурбинных двигателей.

1. *Электрошлаковый металл* / Б. И. Медовар, Л. М. Ступак, Г. А. Бойко и др. — Киев: Наук. думка, 1981. — 680 с.
2. *Электрошлаковая плавка жаропрочного никелевого сплава ХН73МБТЮ* / М. И. Кlicheв, А. В. Шелгаева, Г. Г. Ведерников и др. // Спец. электрометаллургия. — 1980. — Вып. 41. — С. 60–68.
3. *Структура, фазовый состав и свойства сплава ЭИ437Б электрошлаковой разливки* / Ю. В. Латаш, М. М. Ключев, Г. П. Неода и др. // Там же. — 1984. — Вып. 55. — С. 7–11.

4. *Объемное модифицирование никелевых сплавов при изготовлении отливок* / В. Н. Чеченцев, В. П. Сабуров, Е. В. Замешаев, А. М. Микитас // Литейн. пр-во. — 1988. — № 9. — С. 13–14.
5. *Влияние микролегирования сплава ЖС6У иттрием на его фазовую стабильность* / В. В. Сидоров, Г. И. Морозов, А. М. Кулебякина, А. И. Гневшена // Металловед. и терм. обраб. металлов. — 1988. — № 12. — С. 21–23.
6. *Фаткуллин О. Х., Офицеров А. А. Модифицирование жаропрочных никелевых сплавов дисперсными частицами тугоплавких соединений* // Литейн. пр-во. — 1993. — № 4. — С. 13–14.
7. *Еремин Е. Н. Закономерности комплексного модифицирования литого электрошлакового металла* // Анализ и синтез механических систем. — Омск: Изд-во ОмГТУ, 1998. — С. 131–134.
8. *Химушин Ф. Ф. Жаропрочные стали и сплавы*. — М.: Металлургия, 1969. — 752 с.
9. *Прогнозирование влияния структурных факторов на механические свойства жаропрочных сплавов* / А. В. Логунов, П. В. Петрушин, Е. А. Кукшова, Ю. М. Должанский // Металловед. и терм. обраб. металлов. — 1987. — № 6. — С. 16–20.
10. *Оптимизация результатов термической обработки деформированных полуфабрикатов из среднелегированных жаропрочных никелевых сплавов* / О. Н. Власова, Н. Н. Корнеева, В. И. Еременко и др. // Там же. — 1993. — № 1. — С. 31–34.

Омский государственный технический ун-т

Поступила 09.02.2005



РЫНОК МЕТИЗОВ СНГ-2005

I-я Международная конференция

29 июня – 1 июля 2005 г.
г. Ялта, АР Крым, Украина

Организаторы

Центр Держзовнишинформ и объединение «Укрметиз»

Цель проведения

Конференция проводится с целью анализа и обобщения опыта производства и торговли метизами, а также прогнозирования конъюнктуры рынка метизов на ближайшую перспективу. Предусматривается обсуждение проблем реализации инноваций в рамках малого, среднего и крупного бизнеса. Кроме того, Вам предоставляется прекрасная возможность совместить деловую поездку с гостеприимной атмосферой крымского курорта.

Тематика конференции

- ⇒ новое в производстве метизов (сертификация продукции, гармонизация нормативной базы, технологии, оборудование, защитные покрытия, новая продукция);
- ⇒ сырьевые материалы для производства метизов (качество, объемы, цены);
- ⇒ торговля метизами (внутренний и внешний рынки, прогноз конъюнктуры, торговые ограничения, конкуренция, потребление, ценовая политика);
- ⇒ инновации и управление метизным бизнесом (консолидация, импортозамещение, государство и инновации, проблемы кредитования, экспертиза инноваций);
- ⇒ презентации фирмами оборудования и технологий для производства метизов.

Контактное лицо: Гнатуш Виталий Апполонович

Тел. 38(044) 246-41-09; 246-43-67; 482-05-56

Факс: 246-41-09; 246-43-67; 482-05-56

E-mail: gnat@dze.mfert.gov.ua; www.eximbase.com

ул. Воровского 22, г. Киев, ГСП-601, 01601,

Украина ООО «Экономедиа»



УДК 669.187.001.2

КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ НА ОСНОВЕ МЕДИ И МОЛИБДЕНА ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ КОНТАКТОВ, КОНДЕНСИРОВАННЫЕ ИЗ ПАРОВОЙ ФАЗЫ. СТРУКТУРА, СВОЙСТВА, ТЕХНОЛОГИЯ

Часть 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ
ТЕХНОЛОГИИ ЭЛЕКТРОННО-ЛУЧЕВОГО
ВЫСОКОСКОРОСТНОГО ИСПАРЕНИЯ-КОНДЕНСАЦИИ
ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ КОНТАКТОВ

Н. И. Гречанюк, В. А. Осокин, И. Н. Гречанюк, Р. В. Минакова

Дано обоснование выбора состава, структуры и технологии изготовления композиционных материалов на основе системы Cu–Mo способом электронно-лучевого высокоскоростного испарения-конденсации, показаны особенности технологического процесса и реализующего его оборудования. Приведены результаты исследования структуры парофазных композиционных материалов на основе меди и молибдена, их свойств, сравнительные данные о поведении материалов различного происхождения (порошковых и конденсированных) в условиях воздействия дугового разряда. Обоснована целесообразность выбора парофазных композиционных материалов как альтернативы металлокерамическим с учетом опыта разработки и использования порошковых композиционных материалов в качестве электрических контактов.

The grounds are given for selection of composition, structure and technology of manufacture of composite materials using the method of electron beam high-speed evaporation-condensation, the specifics of technological process and equipment for its realization are shown. Results of examination of structure of vapor-phase composite materials on the base of copper and molybdenum, their properties, comparative data about the behavior of materials of different origin (powder and condensed) under the conditions of arc discharge action are given. Rationality of selection of vapor-phase composite materials as an alternative to metal-ceramic materials is grounded with allowance for the experience of development and use of powder composite materials as electric contacts.

Ключевые слова: композиционные материалы; порошковая металлургия; электронно-лучевое испарение-конденсация; электрические контакты

Испарение и последующая конденсация материалов в вакууме — относительно молодое направление в материаловедении. Оно связано с использованием физико-технологических свойств электронного луча [1], отличающегося наиболее высокой эффективностью при металлообработке, по сравнению с другими известными концентрированными потоками энергии (лазером, плазмой). Электронный луч имеет наибольший коэффициент поглощения энергии. Диапазон мощности и концентрация энергии в луче

значительны (мощность электронных лучей 1 МВт и более). В связи с этим нагрев материала до заданной температуры, плавление, испарение происходят с очень высокими скоростями. Эти особенности луча, используемые при обработке материалов в вакууме, снижают возможность их загрязнения примесями, делают электронный луч идеальным источником энергии в металлообработке [1]. Электронно-лучевое высокоскоростное испарение с последующей конденсацией в вакууме является одним из составляющих технологического процесса, применяемого при получении тонких (до 5 мкм) пленок для радиотехники, микроэлектроники, вы-



числительной техники и др. [2, 3], а также толстых (более 5 мкм), используемых в качестве эффективных защитных и износостойких покрытий [4–9].

Прогнозная оценка мирового производства металлических материалов с использованием различных групп технологических процессов (традиционной металлургии и осаждения из паровой фазы, включая тонкие пленки, получаемые способом магнетронного распыления металлических мишеней) до 2010 г. свидетельствует о дальнейшем росте производства новых материалов, производимых способом осаждения паровой фазы в вакууме [10].

Создание многокомпонентных покрытий, предназначенных для повышения электроэрозионной стойкости электрических контактов коммутационных аппаратов, является перспективным. Научный и производственный опыт, полученный при разработке подобных покрытий, наиболее полно обобщен в монографии [11]. Основное внимание здесь уделено покрытиям из сплавов на основе меди, легированных оловом, хромом, алюминием, никелем и титаном. Покрытия наносили на заготовки изделий путем испарения конечных навесок. Установлено, что покрытия системы Cu–Sn повышают работоспособность контакт-деталей переменных непроволочных композиционных резисторов, а Cu–Cr–Al — керметных резисторов.

О возможности использования высокопрочных пленок системы Cu–0,5 % Al_2O_3 в качестве покрытий электрических контактов отмечается в работе [12]. Важно подчеркнуть, что осажденные в вакууме покрытия значительно превосходят соответствующие гальванические по уровню износостойкости, особенно ее температурной стабильности.

Несмотря на очевидные преимущества, вакуумные покрытия не всегда экономически оправданы, поскольку коэффициент использования пара при осаждении покрытий обычно не превышает 20 %. С другой стороны, непреодолимые трудности при испарении из одного источника материалов на основе меди или серебра с добавками тугоплавких металлов вольфрама, молибдена, тантала, ниобия, циркония, гафния в том или ином соотношении, соответствующем составу современных электроконтактных материалов, возникают из-за разности в упругости паров компонентов. Из-за невозможности испарения многокомпонентных материалов с большими скоростями, значительных безвозвратных потерь при испарении сохранилась конкурентоспособность способов порошковой металлургии при изготовлении композиционных материалов (КМ) с металлической матрицей типа псевдосплавов для средне- и тяжело нагруженной коммутационной техники.

В Украине разработка КМ для электрических контактов способами порошковой металлургии была начата в конце 1940-х г. под руководством И. Н. Францевича, результаты которой обобщены

в работе [13] и развиты его учениками [14–18]. Технологические особенности получения материалов для электрических контактов, их эксплуатационные характеристики и области применения подробно освещены в публикациях [15–19].

Несмотря на возможность довольно широкого выбора материалов для электрических контактов различного назначения проблема создания высоконадежных электрических контактов до конца так и не решена, поскольку требования, предъявляемые к материалу контактов, зависят от типа коммутационного аппарата и изменяются по мере его совершенствования и замены новым. Удовлетворить эти требования могут материалы, характеризующиеся оптимизированной структурой и соответствующим комплексом электрических, химических, механических и других свойств, обеспечивающих заданные электроэрозионную стойкость, срок службы и надежность контактов.

Определяющее влияние на эксплуатационные характеристики материалов оказывает структурный фактор. Электроэрозионная стойкость контакт-деталей — структурно-чувствительный параметр. Скорость эрозии контакт-деталей из КМ W–Cu зависит, например, от содержания микропор: слабо — при содержании пор до 2 %, увеличивается при 2...4 %, резко возрастает при свыше 4 % пор [16, 20]. Электроэрозионная стойкость сильноточных контактов из КМ на той же основе зависит от дисперсности тугоплавкой составляющей, которую оптимизируют в соответствии с коммутируемым током. Для токов, превышающих 1000 А, рекомендуется использовать контакт-детали из КМ W–Cu, средний размер частиц в которых составляет не менее 20 мкм [21]. Увеличение электроэрозионной стойкости средненагруженных и слаботочных контактов из КМ в системах Ag–Me, Ag–MeO при повышении их дисперсности способствует снижению интенсивности плазменных потоков [22]. Высокодисперсные КМ на основе серебра с добавкой никеля и оксида кадмия широко применяются в промышленности [15].

Контакты КМК-А10 и КМК-А20, изготовленные из порошков на основе серебра в системах Ag–Me, Ag–MeO, полученных способом химического осаждения, имеют в 1,5...2,0 раза большую износостойкость и срок службы, чем контакты из порошков, выполненных при помощи механического смешивания [19].

Значительный научный и практический интерес представляет использование высокоскоростного электронно-лучевого испарения и конденсации металлов и неметаллов для формирования покрытий на рабочей поверхности контактов и получения массивных конденсированных КМ для электрических контактов. Лабораторные образцы КМ толщиной до 1...12 мм дисперсно-упрочненного и микрослой-

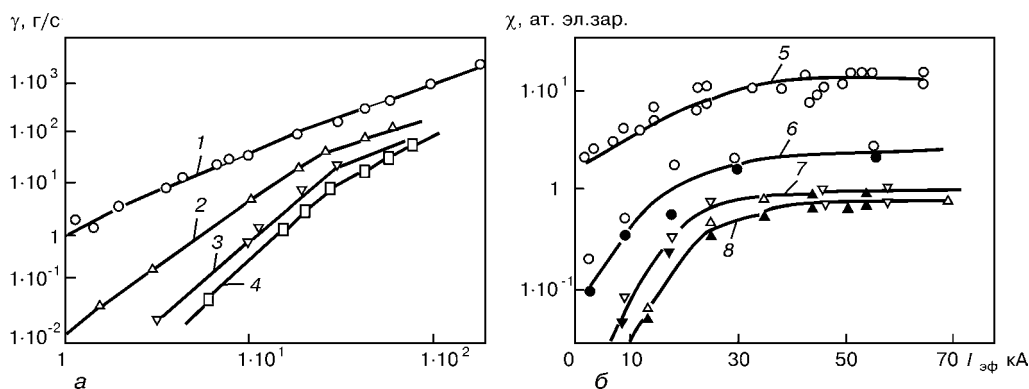


Рис. 1. Зависимость скорости электрической эрозии γ (а) и коэффициента электропереноса χ (б) от тока для контактов из меди (1, 5), КМ Мо-30Cu (2, 6); W-30Cu-3Ni (3, 7); W-50Cu-2Ni (4, 8)

ного типов с 1970-х гг. исследуют в Институте электросварки НАН Украины [23], Королевском авиационном научно-исследовательском институте Министерства обороны Великобритании [24] и в ряде других научно-исследовательских лабораторий. Однако о серийном выпуске подобных материалов ничего не известно.

Прежде чем приступить к разработке промышленной электронно-лучевой технологии изготовления КМ для электрических контактов следовало решить целый ряд прикладных и научных задач, одной из которых является экономическая. По стоимости электроконтактные материалы, получаемые способом испарения и последующей конденсации металлов и неметаллов в вакууме, должны быть сопоставимы с подобными материалами, изготавливаемыми при помощи порошковой металлургии. Наибольший интерес представляет разработка и использование для электрических контактов КМ, не содержащих драгоценных металлов. По эксплуатационной надежности конденсированные электроконтактные материалы не должны уступать спеченным порошковым композициям. Для этого необходимо было решить вопросы выбора составов и структуры электроконтактных материалов, исследования их физико-механических и эксплуатационных характеристик, разработки рекомендаций и создания воспроизводимой промышленной технологии изготовления конденсированных КМ.

Материалы, получаемые способами порошковой металлургии без драгоценных металлов, довольно широко распространены при производстве контактов коммутационных аппаратов. К ним следует отнести контакты на основе вольфрама и меди (КМК-Б25, КМК-Б45); молибдена и меди (КМК-БМо50, КМК-БМо80) [15, 25]. Порошковые КМ этих марок содержат 20...80 мас. % тугоплавкой составляющей; 0,5...12 мас. % легирующих элементов (никеля, кобальта, серебра и др.), а также функциональные добавки. Данные составы обеспечивают хорошее смачивание и возможность получения структуры матричного и каркасно-матричного типов. КМ примерно с 50 и 70 % W(Mo), чаще всего применяемые в промышленности, имеют структуру мат-

ричного типа с конгломератами, цепочками или отдельными зернами тугоплавкой составляющей, диспергированными в зернах-колониях матрицы. Такой характер структуры основных составляющих и фазовый состав легкоплавкой, зависящий от природы легирующих элементов, влияет на электросопротивление, механические (твердость, сопротивление изгибу, растяжению в интервале температур 196...600 °С) и химические (сопротивление высокотемпературному окислению при температурах 20...800 °С) свойства [16, 25].

Контакты из этих КМ в средне- и тяжелонагруженных выключателях замыкают и размыкают электрические цепи в различных условиях: на воздухе, в масле, элегазе (SF_6), вакууме и др. [14, 26, 27].

В воздушных масляных и элегазовых выключателях электроэрозионный износ контактов связан со взаимодействием материала поверхности контактов с раскаленными, ионизированными, химически активными газовыми потоками.

Помимо физических процессов, происходящих под воздействием электрической дуги, на рабочих поверхностях контактов и в межконтактном зазоре протекают химические, способствующие возникновению новых соединений — продуктов взаимодействия материала контакта с окружающей атмосферой.

Условия протекания химических реакций в данном случае особые, поскольку взаимодействуют ионизированные газы, находящиеся в составе плазмы столба дуги и в окружающем его пространстве, а также пары материалов контактов. Продукты взаимодействия (оксиды, карбиды, нитриды, гидриды, сульфиды и др.) оседают на поверхности контактов, образуют более или менее плотные пленки, корки и конгломераты, увеличивающие переходное сопротивление контактов. Отрицательное действие указанных образований уменьшается, если входящие в их состав соединения нестойкие, легко испаряются либо хрупкие, неплотно прилегают к поверхности контактов, удаляются при замыкании контактов, их взаимном проскальзывании или под воздействием парогазовых струй, возникающих при дугогашении.



В связи с этим необходимо, чтобы материал для контактов воздушных выключателей отличался высокой коррозионной стойкостью, его оксиды были летучими, а конструкция контактного узла обеспечивала возможность механической «самозачистки».

При использовании контактов системы W–Cu продуктами окисления чаще всего являются оксиды WO_3 и Cu_2O [19, 27]. Их удельное сопротивление изменяется в достаточно широких пределах: для WO_3 от 1 (при сильном отклонении) до $1 \cdot 10^{12}$ Ом/см (при стехиометрическом составе), а для Cu_2O — соответственно от $1 \cdot 10^3$ до $1 \cdot 10^{10}$ Ом/см.

Особенности эксплуатационных свойств сильноточных W–Cu контактов при работе на воздухе обусловлены совместным влиянием процессов формирования вторичной структуры в рабочем слое под воздействием дугового разряда, ее окисления и разрушения. Установлено, что при появлении в составе вторичной структуры жидкой фазы, распределяющейся вдоль рабочей поверхности контактов, скорость электрической эрозии снижается, и коэффициент выброса стабилизируется (рис. 1) [16].

При коммутации тока на воздухе подобные процессы зафиксированы и в рабочем слое контактов из псевдосплавов Mo–Cu. Молибден и медь растворимы ограничено [28], в то время как их оксиды взаимодействуют и образуют стойкие соединения ($CuMoO_4$, $Cu_3Mo_2O_9$ и др.) [29, 30], которые при температуре выше 700°C способствуют возникновению легкоплавкой эвтектики в системе MoO_3 – Cu_2O , приводящей к уменьшению коррозии при температуре более 800°C .

Установлено, что оксидная пленка, имеющая состав эвтектики или псевдоэвтектики в системе MoO_3 – Cu_2O [29, 30], легко растекается по поверхности контакта, заполняя неровности. Отслаиваясь после кристаллизации от поверхности контакта из-за слабой адгезии, пленка способствует эффекту «самозачистки» и снижению уровня переходного сопротивления контактной пары [25].

Металлы и КМ, предназначенные для работы в окислительных средах, защищают от окисления посредством легирования либо нанесения покрытий. В ходе исследования КМ системы Mo–Cu установлена возможность повышения их сопротивления высокотемпературному окислению при легировании никелем и (в меньшей степени) кобальтом. На основании данных рентгенофазового и рентгеноспектрального анализов можно предположить, что это различие обуславливается особенностями распределения никеля и кобальта в системе Mo–Cu, их влиянием на диффузию кислорода и состав продуктов взаимодействия при нагреве на воздухе в исследуемом интервале температур [31].

Дальнейшему повышению жаростойкости способствует введение в КМ системы Mo–Cu–Ni углерода и гексаборида лантана. Привес образцов после

окисления на воздухе при температуре 700°C в течение 2 ч для композиции Mo–Cu составил 260, а Mo–Cu–Ni–C–LaB₆ — 42 мг/см^2 . Кроме жаростойкости, КМ электроконтактного назначения должны удовлетворять требованиям к уровню твердости, прочности, пластичности, электро- и теплопроводности и других свойств.

При изучении влияния легирования на горячую твердость КМ системы W(Mo)–Cu установлено, что добавки в порядке эффективности влияния можно расположить в следующей последовательности: никель, кобальт, серебро, цирконий, титан, РЗМ (La, Ce), Y, Zr(Ti) – РЗМ [32]. В таком же порядке на $200 \dots 400^\circ\text{C}$ увеличивается и температура начала разупрочнения указанных композиций.

При получении материалов способом электронно-лучевого испарения-конденсации компонентов и соединений, взаимно нерастворимых или ограниченно растворимых друг в друге в жидком и твердом состоянии, установлено, что уровень механических свойств зависит от особенностей контактного взаимодействия на межфазной границе, определяемого краевым углом смачивания металлическими расплавами соответствующих тугоплавких металлов и соединений [23].

Если в качестве упрочняющей фазы для конденсированных из паровой фазы материалов использовать вещества с краевым углом смачивания матричными сплавами более 90° , беспористые материалы получить невозможно из-за образования пор на межфазной границе [33]. Поры, формирующиеся в КМ в таких условиях, приводят к резкому снижению прочности и электроэрозионной стойкости [16]. Краевой угол смачивания жидкой медью вольфрама и молибдена в вакууме зависит от температуры эксперимента и составляет при 1100 и 1250°C соответственно 50 и 12 ; 18 и $4 \dots 5^\circ$ [34].

Таким образом, для формирования КМ на основе меди в качестве дисперсного наполнителя, кроме вольфрама, можно использовать молибден. Его преимущество обусловлено и более низкой температурой плавления (для молибдена 2614 , для вольфрама 3384°C) и более высокой упругостью пара при температуре расплава. Повышение температуры расплавленной ванны затрудняет получение КМ способом высокоскоростного испарения-конденсации из-за перегрева и выхода из строя медных водоохлаждаемых тиглей, из которых осуществляется испарение расплавов в промышленных электронно-лучевых установках [7]. Выполненный анализ позволил в качестве основы при получении КМ посредством высокоскоростного испарения-конденсации выбрать систему Cu–Mo. Исходя из особенностей влияния добавок на электропроводность легированных сплавов на основе меди [15] и коррозионную стойкость композиций Cu–Mo–Zr, Cu–Mo–Y, Cu–Mo–Zr–Y [35] для дополнительного легирования

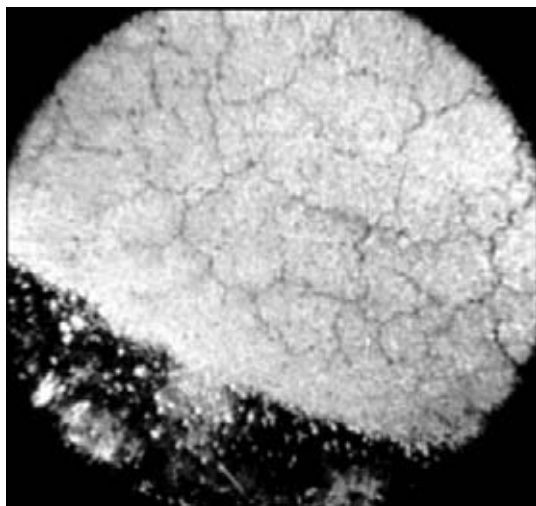


Рис. 2. Сетка микротрещин, образовавшихся в результате термоусталостного разрушения рабочего слоя контакта из КМ W–Cu–Ni, $\times 32$

КМ на основе меди и молибдена с целью улучшения их функциональных характеристик выбраны цирконий и иттрий.

При коммутации электрического тока в жидкой и газовой средах, а также в вакууме за время, связанное с формированием, горением и гашением дуги в межконтактном промежутке [14, 26], на поверхность контактов воздействует интенсивный тепловой поток, электро-, газо- и гидродинамические силы, обуславливающие сложные физико-химические

процессы, протекающие в неравновесных условиях, а также деструкцию и разрушение рабочего слоя этих контактов. С увеличением мощности теплового потока длительность термического влияния, например проплавления материала контактов, превышает время действия теплового источника дуги [26]. В этих условиях в рабочем слое происходят процессы плавления, «выпотевания», перемещения (под воздействием плазменных струй), выброса, испарения легкоплавкой составляющей, а также консолидации за счет капиллярных сил тугоплавкой составляющей, формирования протяженных областей вторичной структуры. Все это способствует полному разрушению исходной структуры в рабочем слое в течение даже первого цикла коммутации тока, что согласуется с изменением коэффициента выброса (рис. 1, б) [36].

При быстром охлаждении, особенно с увеличением тока того же единичного импульса, во вторичной структуре развивается система дефектов в виде раковин, пор, единичных микротрещин, их сетки (мозаики) в консолидированном (после спекания, оплавления) слое на основе тугоплавкой составляющей (рис. 2). Структурные изменения в рабочем слое при повышении напряжения путем возбуждения дугового разряда взрывом медной проволоки [36] происходят при меньших значениях тока импульса [37]. При этом, кроме «мозаики», образованной системой трещин термоусталостного разру-

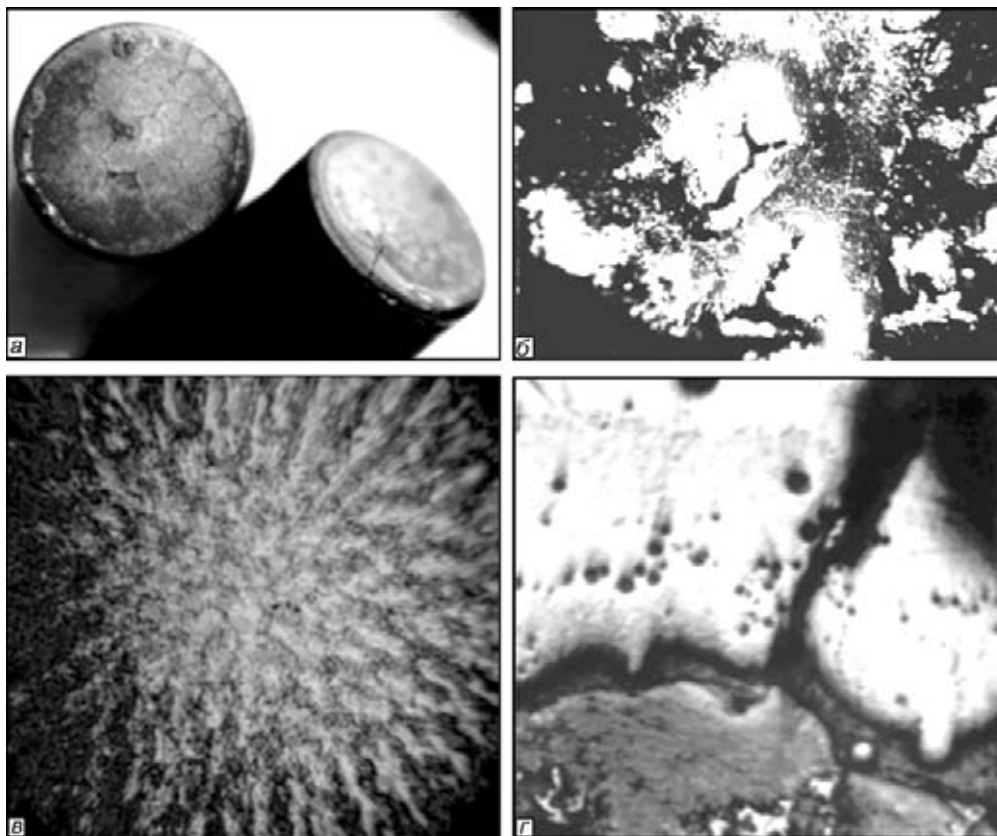


Рис. 3. Особенности разрушения КМ из W–Cu–Ni: а — термоусталостное разрушение и макроскалывание рабочего слоя контакта, $\times 2$; б — локальное взрывообразное разрушение рабочего слоя контакта, $\times 32$; в — радиальный (ручьевистый) унос рабочего слоя контакта, $\times 32$; г — хрупкое термоусталостное разрушение и «шелушение» рабочего слоя контакта, $\times 100$

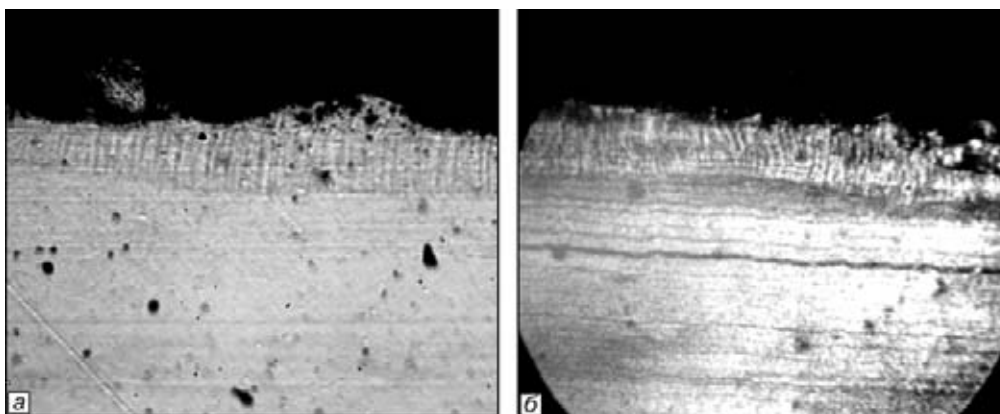


Рис. 4. Микроструктура ЗТВ в рабочем слое контакта из конденсированного КМ на основе меди и молибдена: *а* — без травления; *б* — химическое травление, $\times 100$

шения, фиксируется макроскалывание рабочего слоя вдоль кромки контактов цилиндрической формы (рис. 3, *а*), локальное взрывообразное разрушение (рис. 3, *б*), радиальный (ручьистый) унос (рис. 3, *в*), «шелушение» рабочего слоя (особенно при коммутации тока в масле) (рис. 3, *г*) и др.

Изменение формы контактов (цилиндрической с плоской на цилиндрическую с полусферической рабочей поверхностью) исключает трещинообразование вдоль кромки, но не устраняет склонности к термоусталостному разрушению.

С увеличением коммутируемого тока размер ячеек «мозаики» и глубина трещин растут. В этих условиях оказывается возможным макроскалывание рабочего слоя контактов. Предполагается, что такое катастрофическое изменение рельефа поверхности происходит в том случае, когда невозможно «увязание» в исходном материале рабочего слоя термоусталостной трещины, возникающей в зоне термического влияния разряда. Согласно уравнению Гриффиса-Орвана-Ирвина, это может быть связано с уменьшением эффективной поверхностной энергии образования трещин в исходном материале, например в результате накопления примесей вдоль границ, в том числе границ зерен-колоний [38]. Вызванное особенностями структурно-фазовых изменений в рабочем слое термоусталостное разрушение может приводить к потере работоспособности контактов в результате повышения переходного сопротивления, перегрева, сваривания контактов.

Признаки термической усталости материала под влиянием теплосмен зафиксированы нашими [35–37] и зарубежными [21, 27] исследователями. Тем не менее, перечень контрольных параметров нормативной документации чаще всего ограничивается химическим составом, плотностью, электропроводностью, твердостью при комнатной температуре, в некоторых случаях, — прочностью при растяжении, ударной вязкостью исходных материалов. Ограничению состава контрольных параметров способствуют методические сложности установления корреляционных соотношений свойств (в том числе термостойкости исходной и вторичной структур).

Критерием термостойкости является количество циклов изменения температуры до появления трещины или полного разрушения. В условиях резких локальных теплосмен, связанных с тепловым воздействием дугового разряда, возникают термические напряжения, уровень которых может превышать временное сопротивление материала рабочего слоя со вторичной структурой.

В работе [39] приведен параметр R , характеризующий сопротивление материалов действию термических напряжений: $R = \sigma(l - \mu) / E\alpha$, где σ — предельное напряжение; μ — коэффициент Пуассона; E — модуль упругости при растяжении; α — коэффициент термического расширения.

Для предельного напряжения КМ характерна локальная микронеоднородность, обусловленная формой, размерами, распределением структурных составляющих [40]. Неоднородность предельных напряжений и деформаций, свойственная исходной и вторичной структурам, способствует зарождению, росту трещин в рабочем слое контактов. В связи с этим срок службы электрического контакта из порошкового и конденсированного КМ будет зависеть от способности вторичной структуры к релаксации напряжений, возникающих под влиянием дугового разряда, а исходной структуры — к релаксации напряжений у вершины трещины, возникающей во вторичной структуре, и торможению этой трещины. И во вторичной, и в исходной структурах склонность к разрушению при теплосменах зависит от уровня свободной поверхностной энергии границ [38].

Технология высокоскоростного электронно-лучевого испарения-конденсации является альтернативой порошковой металлургии: в едином пространстве достигается термическое диспергирование расплава и консолидация дисперсного потока частиц (без специального формования для получения высокоплотного состояния материала) с ограниченным содержанием примесей. Особенностью паровых КМ является их слоистая структура с градиентом химического состава по толщине. В работе [41] установлено более эффективное упрочнение КМ непрерывными волокнами, чем дискретными.



Результаты настоящих исследований согласуются с данными изучения микрослойных материалов на основе железа и меди, для которых установлено более эффективное повышение прочности, по сравнению с дисперсно-упрочненными материалами системы Fe-Cu [42]. Микроскопический предел упругости как одна из характеристик прочности трехслойных конденсатов Fe-Cu-Fe и Cu-Fe-Cu, полученных электронно-лучевым испарением и последующей конденсацией в вакууме, зависит от чередования слоев [43]. Эти результаты свидетельствуют о новых размерных факторах структуры, влияющих на свойства конденсатов.

Предварительные исследования влияния условий испытания электрических контактов из паровых КМ на основе меди и молибдена на структуру рабочего слоя показали, что изменения химического состава слоев могут ограничивать зону термического влияния разряда. У паровых конденсатов этому соответствуют меньшие приповерхностные объемы вторичной структуры (рис. 4) и характерное для контактов из КМ, изготовленных способом электронно-лучевого высокоскоростного испарения-конденсации, повышение стойкости, по сравнению с порошковыми, в ряде типов коммутационных аппаратов.

Выводы

1. Проанализировано состояние разработки КМ с использованием электронного луча как наиболее эффективного источника энергии при металлообработке.

2. Представлены результаты исследования порошковых КМ электротехнического назначения (особенностей химических процессов окисления КМ Cu-Mo и влияния легирующих элементов на них) с целью обоснования выбора состава, структуры и технологии изготовления КМ способом электронно-лучевого высокоскоростного испарения-конденсации.

3. Показана роль структурных изменений в условиях воздействия дугового разряда; установлены особенности термоусталостного разрушения порошковых КМ в рабочем слое контактов и его влияние на работоспособность этих контактов.

4. Проиллюстрированы особенности теплового воздействия на рабочий слой контактов из паровых конденсатов, а также возможности ограничения зоны теплового влияния дуги при создании слоистых градиентных паровых КМ.

5. Показаны перспективы использования паровых КМ как альтернативы порошковым КМ в качестве контактов коммутационных аппаратов.

1. Зуев И. В. Обработка материалов концентрированными потоками энергии. — М.: МЭИ, 1998. — 162 с.
2. Технология тонких пленок: Справ. В 2 т. / Под ред. Л. Майсела и З. Гленга. — М.: Сов. Радио, 1977. — Т. 1. — 662 с.
3. Там же. — Т. 2. — 764 с.

4. Ройх И. Л., Колтунова Л. Н. Защитные вакуумные покрытия на стали. — М.: Машиностроение, 1971. — 297 с.
5. Самсонов Г. В., Эрик А. П. Тугоплавкие покрытия. — М.: Металлургия, 1973. — 398 с.
6. Шиллер З., Гайзиг Г., Панцер З. Электронно-лучевая технология. — М.: Энергия, 1980. — 528 с.
7. Мовчан Б. А., Малащенко И. С. Жаростойкие покрытия, осаждаемые в вакууме. — Киев: Наук. думка, 1983. — 230 с.
8. Повышение качества поверхности и плакирование металлов: Справ. / Под ред. А. Кушнера. — М.: Металлургия, 1984. — 376 с.
9. Bunshah R. F. Vacuum evaporation — history recent developments and applications // Zeitschrift für Metallkunde. — 1984. — 75, № 11. — P. 840–846.
10. Мовчан Б. А. Неорганические материалы, осаждаемые из паровой фазы в вакууме // Современное материаловедение в XXI веке. — Киев: Наук. думка, 1998. — С. 318–332.
11. Косторжицкий А. И., Лебединский О. В. Многокомпонентные вакуумные покрытия. — М.: Машиностроение, 1987. — 207 с.
12. Ильинский А. И. Структура и прочность слоистых и дисперсно-упрочненных пленок. — М.: Металлургия, 1986. — 140 с.
13. Францевич И. Н. Электрические контакты, получаемые методами порошковой металлургии // Порошк. металлургия. — 1980. — № 8. — С. 36–47.
14. Раховский В. И., Левченко Г. В., Теодорович О. К. Разрывные контакты электрических аппаратов. — М.; Л., 1966. — 295 с.
15. Спеченные материалы для электротехники и электроники: Справ. / Под ред. Г. Г. Гнесина. — М.: Металлургия, 1981. — 343 с.
16. Композиционные материалы для контактов и электродов / Р. В. Минакова, М. Л. Грекова, А. П. Кресанова, Л. А. Крячко // Порошк. металлургия. — 1995. — № 7/8. — С. 32–52.
17. Тучинский Л. И. Композиционные материалы, получаемые методом пропитки. — М.: Металлургия, 1988. — 206 с.
18. Композиционные материалы: Справ. / Под ред. Д. М. Карпиноса. — Киев: Наук. думка, 1985. — 591 с.
19. Материалы в приборостроении и автоматике: Справ. / Под ред. Ю. М. Пятина. — М.: Машиностроение, 1982. — 527 с.
20. Jmm R., Stempel G. Der Einfluss des Porosität auf einige Eigenschaften von W-Cu kontakt-werkstoffen // Z Werkstofftechnik. — 1976. — 7, N 1. — S. 376–380.
21. Gessinger F. N., Melton K. N. Burn-off of W-Cu contact materials in an electrical arc // Powder Metallurgy Intern. — 1977. — 9, N 2. — P. 67–72.
22. Leis P., Schuster K. K. Der Einfluss des Kontaktmaterials auf die Ausbildung von Plasmastrahlen // Electric. — 1979. — 33, N 10. — S. 514–516, 559.
23. Мовчан Б. А., Гречанюк Н. И. Новые материалы и покрытия, получаемые по электронно-лучевым технологиям: Сб. тр. ЭЛТ-88 (31 мая–4 июня 1988 г., Варна, Болгария). — Варна, 1988. — С. 1005–1023.
24. Фаткуллин О. Х. Новые конструкционные порошковые материалы и их применение // Итоги науки и техники. Порошк. металлургия. — Москва: ВИНТИ, 1991. — Т. 5. — С. 140–177.
25. Минакова Р. В., Кресанова А. П., Гречанюк Н. И. Композиционные материалы для контактов и электродов. Материалы на основе Мо // Электрические контакты и электроды: Сб. науч. тр. — Киев, 1996. — С. 95–105.
26. Белкин Г. С. Коммутационные процессы в электрических аппаратах. — Москва: Знак, 2003. — 237 с.
27. Slade P. G. Arc erosion of tungsten based contact materials. A review // Intern. j. of Refractory & Hard Metals. — 1986. — 5, N 4. — P. 208–214.
28. Двойные и многокомпонентные системы на основе меди: Справ. / Под ред. Н. Х. Абрикосова. — М.: Наука, 1979. — 35 с.
29. Mackey T., Ziolkowski I. Subsolidus phase diagram of Cu₂O-CuO-MoO₃ system // J. Solid. Stat. Chem. — 1980. — N 31. — P. 135–143.
30. Mackey T., Ziolkowski I. Phase relations in the cupric molybdates-cuprous molybdates system // Ibid. — P. 145–151.
31. Контактное взаимодействие, структура и свойства композиции молибден-медь-никель (кобальт) / Р. В. Минакова, Н. Д. Лесник, А. П. Кресанова и др. // Адгезия расплавов и пайка материалов. — Киев: Наук. думка, 1986. — Вып. 17. — С. 70–73.
32. Композиционные материалы для сильноточных контактов и электродов / Р. В. Минакова, И. Н. Францевич,



- Н. Д. Лесник и др. // *Materialy V Konferencja metallurgii prozkow w Polsce*. — 1979. — Т. 2. — С. 457–472.
33. *Еременко В. Н., Найдич Ю. В., Лавриненко И. А.* Спекание в присутствии жидкой металлической фазы. — Киев: Наук. думка, 1962. — 123 с.
34. *Найдич Ю. В.* Контактные явления в металлических расплавах. — Киев: Наук. думка, 1972. — 196 с.
35. *Коррозия композиционных материалов на основе меди, используемых для электрических контактов* // И. Н. Гречанюк, В. Г. Гречанюк, Б. Г. Емельянов, И. Ф. Руденко // *Электрические контакты и электроды*. — Киев, 1998. — С. 140–144.
36. *Сравнительное исследование эрозионных процессов на медных и металлокерамических электродах в сильнотоочной квазистационарной дуге* // В. П. Игнатко, В. А. Кухтиков, А. П. Кресанова, Р. В. Минакова // *Электрические контакты (теория и применение)*. — М.: Наука, 1972. — С. 71–84.
37. *Влияние условий возбуждения разряда на дуговую эрозию контактов* // Р. В. Минакова, А. А. Флис, В. А. Кухтиков, В. П. Игнатко // *Электрические контакты и электроды*. — Киев: Наук. думка, 1977. — С. 79–84.
38. *Das E.S.P., Marcinkowski M. J.* Accommodation of the stress field at a grain boundary under heterogeneous shear by initiation of microcracks // *J. Appl. Phys.* — 1972. — 43, N 11. — P. 4425–4434.
39. *Третьяченко Г. Н.* Термостойкость // *Энциклопедия неорганических материалов*. — Киев: ГРУСЭ, 1977. — Т. 2. — С. 549–550.
40. *Минаков В. П., Поляков Л. М., Тронь А. С.* Механические свойства тонких медных прослоек в композициях // *Пробл. прочности*. — 1975. — № 10. — С. 71–74.
41. *Мовчан Б. А.* Размерно-структурные зависимости прочности двухфазных неорганических материалов. — Киев, — 1990. — 24 с. (Препр. / АН УССР. Ин-т электросварки им. Е. О. Патона; 90-1).
42. *Могильникова Т. Т., Нероденко Л. М., Мовчан Б. А.* Микроскопический предел упругости двухфазного материала Cu-68 % Fe, полученного электронно-лучевым испарением в вакууме // *Пробл. спецэлектрометаллургии*. — 2002. — № 2. — С. 19–21.
43. *Могильникова Т. Т., Нероденко Л. М., Мовчан Б. А.* Микроскопический предел упругости осажденного из паровой фазы трехслойного материала системы Fe-Cu // *Соврем. электрометаллургия*. — 2004. — № 1. — С. 16–18.

Научно-производственное предприятие «Геконт», Винница

Поступила 13.01.2005

Установка Л-5, предназначенная для получения композиционных материалов дисперсно-упрочненного, микрослойного и микропористого типов

Установленная мощность, кВт ...	280
Ускоряющее напряжение электронных пушек, кВ	20
Количество и номинальная мощность электронных пушек, кВт ..	8×60
Диаметр подложки для конденсации, мм.....	1000
Толщина конденсата, мм	0,1...7,0
Скорость конденсации, мкм/мин:	
для металла.....	50
для керамики.....	5
Количество тиглей, шт.:	
Ø 100 мм.....	2
Ø 70 мм	2
Длина испаряемых слитков, мм	500
Площадь, занимаемая установкой, м ²	80





УДК 669.178.58.001.5

КАПЕЛЬНЫЙ ПЕРЕНОС МЕТАЛЛА ПРИ ПЛАЗМЕННО-ИНДУКЦИОННОМ ВЫРАЩИВАНИИ ПЛОСКИХ МОНОКРИСТАЛЛОВ ВОЛЬФРАМА

М. Л. Жадкевич, В. А. Шаповалов, Г. Ф. Торхов,
В. В. Якуша, А. Н. Гниздыло

Рассмотрен процесс переноса металла при плазменно-индукционном выращивании профилированных монокристаллов вольфрама. Исследовано влияние скорости перемещения плазматрона и диаметра расходимых прутков на свойства переноса. Показано, что в исследуемом диапазоне их изменения плазменно-индукционный процесс выращивания монокристаллов вольфрама характеризуется крупнокапельным переносом металла с массой переходящих капель в среднем от 0,71 до 1,35 г.

Process of metal transfer is studied in plasma-induction growing of shaped single crystals of tungsten. Effect of plasmatron movement speed and diameter of consumable rods on the properties of transfer was investigated. It is shown that in the investigated range of their changes the plasma-induction method of growing tungsten single crystals is characterized by a coarse-drop transfer of metal of a mass of transferring drops on average from 0.71 up to 1.35 g.

Ключевые слова: капельный перенос металла; плазменно-индукционная зонная плавка; монокристалл вольфрама; фронт кристаллизации; скорость перемещения плазматрона; расходимый прутков

Капельный перенос металла в процессах специальной электрометаллургии определяет условия рафинирования и кристаллизации слитка [1]. При плазменно-индукционном выращивании монокристаллов тугоплавких металлов (рис. 1) соизмеримость размеров анодного пятна плазменной дуги, капли жидкого металла и металлической ванны в наибольшей степени влияют на взаимозависимость параметров переноса металла и одновременно происходящих процессов рафинирования металла, а также формирования монокристаллической структуры. Поглощение либо выделение газов, рафинирование от неметаллических включений и вредных примесей протекают в пленке на торце плавящегося прутка, в капле жидкого металла и в локальной металлической ванне. Энтальпия ванны жидкого металла у фронта кристаллизации монокристалла в основном определяется теплотой, вкладываемой плазменной дугой и электромагнитным полем тока индуктора, скрытой теплотой кристаллизации, а также теплотой, вносимой каплями жидкого металла.

В работе [2] показано, что вследствие капельного переноса металла кристаллизация монокристаллов происходит с разной скоростью, при этом масса движущейся ванны жидкого металла циклически изменяется. Однако вопросы количественной оценки параметров переноса переплавляемого металла в данной работе не рассмотрены.

Среди существующих методов исследования капельного переноса металла в процессах сварки и специальной металлургии выделяют прямые и косвенные [3]. К распространенным методам первой группы, позволяющим непосредственно представить картину плавления и переноса присадочного металла, относят различные виды скоростных кино съемок. Наиболее используемыми косвенными методами являются основанные на измерении и осциллографировании напряжения и тока процесса переноса с последующей обработкой и анализом полученных данных.

Цель исследований заключается в изучении влияния скорости перемещения плазменного источника нагрева и диаметра расходимых прутков на параметры переноса металла при выращивании профилированных монокристаллов вольфрама.

В качестве отправной методики выбран широко применяемый в металлургической практике подход

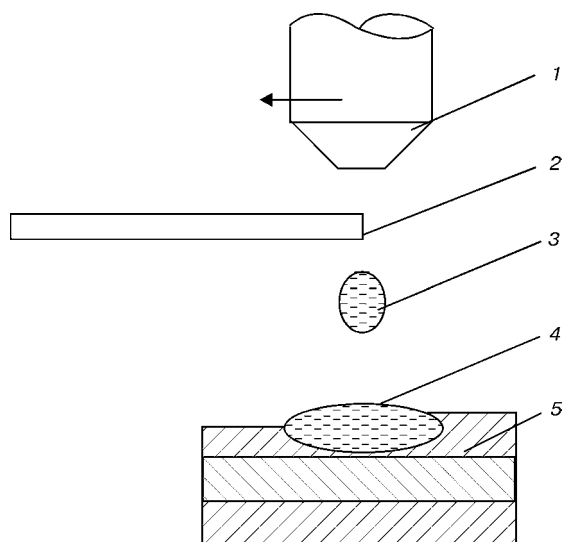


Рис. 1. Схема переноса металла при плазменно-индукционной зонной плавке монокристаллов тугоплавких металлов: 1 — плазмоторн; 2 — переплавляемый пруток; 3 — капля жидкого металла; 4 — металлическая ванна; 5 — монокристаллические слои

к определению основных параметров переноса металла по частоте перехода каплей жидкого металла в металлическую ванну. Продолжительностью взаимодействия формирующейся капли металла с плазменной дугой для анализа принято усредненное по десяти циклам время повторяемости одних и тех же составных актов капельного переноса с точкой отсчета от момента отрыва очередной капли. Массу переходящих каплей определяли расчетным путем исходя из принятого допущения о равенстве линейной скорости плавления переплавляемых прутков и скорости движения плазмоторна. Массу испарившегося металла в расчете не учитывали.

Экспериментальные исследования проведены на полупромышленной установке УП-122 М для плазменно-индукционного выращивания монокристаллов тугоплавких металлов Института электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины.

В качестве расходных материалов выбраны прутки технического чистого вольфрама диаметром 3, 4, 5 и 8 мм, затравочного кристалла — цилиндрический монокристалл вольфрама диаметром 20 мм. В эксперименте использовали плазмообразующую смесь, состоящую из 70 % гелия и 30 % аргона.

С целью уменьшения влияния на перенос металла абсорбированных газов и влаги на стенках печного пространства камеру после очистки и обезжиривания вакуумировали в течение 30 мин до 1,33 Па с последующим одноразовым «промытием» и заполнением аргоном до избыточного давления 112 кПа. В ходе экспериментов ток плазмоторна поддерживали на постоянном уровне (400... 405 А). Напряжение на дуге составляло 38... 40 В, расход плазмообразующей смеси — 15 л/мин. Мощность дополнительного индукционного обогрева также поддерживали постоянной.

Непосредственные измерения проводили после одночасовой холостой (без подачи расходных прутков) работы плазмоторна. В течение этого вре-

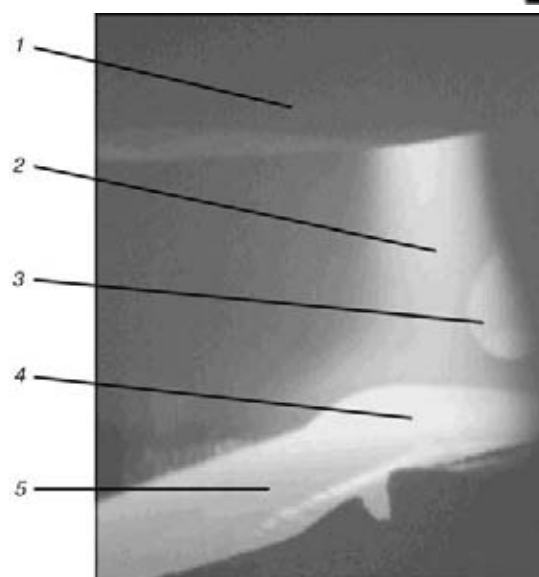


Рис. 2. Процесс образования капли жидкого металла на торце переплавляемого прутка при плазменно-индукционном выращивании профилированных монокристаллов вольфрама: 1 — сопло плазмоторна; 2 — плазменная дуга; 3 — капля жидкого металла; 4 — локальная металлическая ванна; 5 — монокристалл

мени состав рабочей атмосферы печи, согласно данным работы [4], стабилизируется.

Скорость движения плазмоторна изменяли в широких пределах (от 7 до 30 мм/мин), фиксируя время образования каплей. Измерения проводили трижды при одних и тех же значениях скорости движения плазмоторна и диаметра переплавляемых прутков. Результаты измерений и выполненных расчетов приведены в таблице.

Размеры формирующихся каплей и тип переноса обусловлены соотношением сил, действующих на жидкую каплю, удерживающуюся на торце переплавляемого прутка. Картина силовых факторов, определяющих равновесие капли в таком положении при плазменно-индукционном выращивании монокристаллов отличается от картин, характерных для дуговой сварки и канонических схем плазменно-дугового, вакуумно-дугового и электрошлакового переплавов тем, что переплавляемый пруток и источник нагрева (плазменная дуга) электрически изолированы друг от друга.

В исследуемом процессе выращивания монокристаллов силовое воздействие на каплю обусловлено тремя факторами. С одной стороны, это сила поверхностного натяжения металла, удерживающая каплю на торце прутка и, с другой, — гравитационная сила массы капли и газодинамическое давление плазменного потока, которые инициируют ее отрыв. При достижении каплей критической массы равновесие в рассматриваемой системе становится неустойчивым, и она стремится оторваться от прутка. Смещение равновесия в сторону отрыва капли связано с увеличением массы капли и силы, вызванной газодинамическим давлением дуги в результате роста ее массы и миделевого сечения [5, 6]. Кроме того, тепловое воздействие плазменной дуги приводит к перегреву жидкого металла в капле и резкому сни-



Параметры капельного переноса металла при плазменно-индукционном выращивании плоских монокристаллов вольфрама

Диаметр прутка, мм	Скорость перемещения плазматрона $v_{пл}$, мм/мин	Время образования капли $t_{ср}$, с			Масса капли m , г			
		$t_{ср1}$	$t_{ср2}$	$t_{ср3}$	m_1	m_2	m_3	$m_{ср}$
8	10,0	8,40	8,25	8,50	1,34	1,31	1,35	1,33
	20,0	4,15	4,20	4,35	1,32	1,34	1,38	1,35
	30,0	2,86	2,80	2,83	1,37	1,34	1,35	1,35
5	7,6	24,20	24,80	25,70	1,14	1,17	1,21	1,18
	20,0	9,00	8,90	9,50	1,12	1,11	1,18	1,14
	30,0	6,05	5,50	6,10	1,13	1,03	1,14	1,10
4	10,6	23,70	22,50	21,80	1,00	0,95	0,92	0,96
	20,0	9,00	8,80	9,10	0,72	0,70	0,72	0,71
3	15,0	21,30	22,50	23,00	0,72	0,76	0,77	0,75

Примечание. Масса капель рассчитана исходя из плотности вольфрама 19 г/см^3 .

жению его поверхностного натяжения, а следовательно, — к ослаблению силы, удерживающей ее на краю прутка. Процесс плазменно-индукционного выращивания монокристаллов вольфрама в диапазоне изменения исследуемых параметров характеризуется крупнокапельным переносом металла с массой переходящих капель в среднем от 0,71 до 1,35 г (рис. 2).

Установлено, что влияние скорости перемещения плазматрона на массу переходящих капель неоднозначно для разных диаметров прутков (рис. 3). Кривые 1 и 2 показывают, что для прутков диаметром 5 и 8 мм масса переходящих капель практически не зависит от изменения скорости. Скорость перемещения плазменного источника нагрева более существенно влияет на массу капель жидкого металла, формирующихся при переплаве прутков малого диаметра.

Для прутков диаметром 4 мм и меньше установлено, что с ростом скорости плазматрона масса переходящих капель уменьшается. Вероятно, установленный факт можно объяснить различиями в характере плавления прутков разных диаметров, т. е. скоростью нагрева и перегревом капли за меньший промежуток времени. При этом сила поверхностного натяжения, как отмечалось выше, снижается, и отрыв капли происходит после достижения меньшей массы. Таким образом, при переплаве прутков малого поперечного сечения с увеличением скорости перемещения плазматрона масса переходящих капель жидкого металла уменьшается.

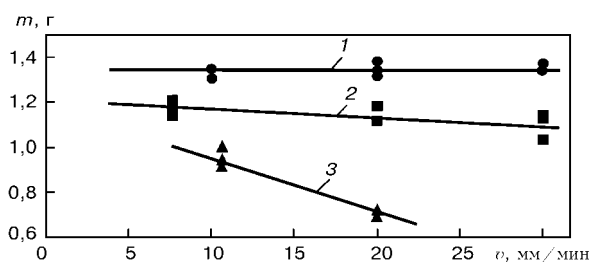


Рис. 3. Влияние скорости перемещения плазматрона $v_{пл}$ на массу m капли: 1–3 — прутки диаметром соответственно 8, 5 и 4 мм

В ходе экспериментов установлено, что масса капли на торце прутка при одинаковой энергетике процесса плавки и скорости перемещения плазматрона однозначно определяется поверхностным натяжением металла. Уровень поверхностного натяжения для одного и того же металла зависит от диаметра прутка, определяющего периметр смачивания. Характер кривой (рис. 4), устанавливающий зависимость массы капли от диаметра переплавляемого прутка, хорошо согласуется с данными, приведенными в работе [1] для плазменно-дугового переплава. Масса капель жидкого металла с увеличением диаметра расходуемых прутков возрастает не пропорционально. Ее изменение при использовании прутков диаметром более 8 мм становится все менее значительным.

В диапазоне скоростей перемещения плазматрона от 15 до 25 мм/мин, наиболее характерном для плазменно-индукционного выращивания монокристаллов вольфрама, для переплава с целью повышения производительности процесса при практически одинаковом уровне рафинирования металла наиболее целесообразно использовать прутки вольфрама диаметром 8 мм.

С увеличением сечения прутка обнаруживается заметное экранирование жидкого металла локальной ванны поверхностью переплавляемого прутка. При этом незначительно отличающиеся по массе переходящие капли вносят существенное возмущение

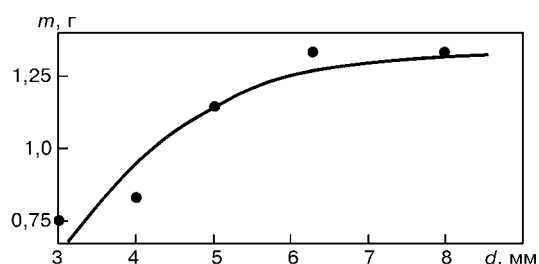


Рис. 4. Влияние диаметра d прутка на массу m капли ($v_{пл} = 15 \text{ мм/мин}$)



в тепловое состояние ванны и условия кристаллизации металла.

В работе [2] также установлено, что при использовании для выращивания монокристаллов вольфрама прутков диаметром более 8 мм в теле кристаллов возможно образование грубых дефектов монокристаллической структуры — фантомных зерен с ориентацией, отличающейся от основной ориентации монокристалла. Присутствие в теле монокристалла фантомных зерен недопустимо.

Выводы

1. Установлено, что в исследуемом диапазоне изменения скорости движения плазмотрона и диаметра переплавляемых прутков при постоянных токе плазмотрона и расходе плазмообразующего газа процесс плазменно-индукционного выращивания монокристаллов вольфрама характеризуется крупнокапельным переносом металла с массой переходящих капель в среднем от 0,71 до 1,35 г.

2. Показано, что масса капель жидкого металла при переплаве прутков диаметром от 5 до 8 мм практически не зависит от скорости плазмотрона. Уменьшение массы переходящих капель при переплаве прутков малых диаметров связано с увеличением скорости нагрева и перегревом капли за меньший промежуток времени.

3. Определено, что для повышения производительности процесса и обеспечения необходимых условий кристаллизации металла без образования дефектов структуры в виде фантомных зерен следует использовать для переплава прутки вольфрама диаметром 8 мм.

1. Клюев М. М. Плазменно-дуговой переплав. — М.: Металлургия, 1980. — 256 с.
2. Влияние технологических параметров на возникновение дефектов при послыйном формировании крупных профилированных монокристаллов тугоплавких металлов / В. А. Шаповалов, А. А. Коваленко, И. В. Шейко, В. В. Жолудь // Пробл. спец. электрометаллургии. — 1993. — № 4. — С. 92–94.
3. Походня И. К. Металлургия дуговой сварки: процессы в дуге и плавление электродов. — Киев: Наук. думка, 1990. — 222 с.
4. Исследование динамики газовой фазы при плазменно-дуговой плавке вольфрама / В. А. Шаповалов, И. В. Шейко, В. А. Иващук и др. // Пробл. спец. электрометаллургии. — 1992. — № 1. — С. 75–77.
5. Краснов А. Н., Шариквер С. Ю., Зильберберг В. Г. Низкотемпературная плазма в металлургии. — М.: Металлургия, 1970. — 216 с.
6. Исследование газодинамического давления плазменной дуги на металл / Ю. В. Латаш, Г. Ф. Торхов, В. К. Кедрин, М. И. Таранов // Пробл. спец. электрометаллургии. — 1981. — Вып. 15. — С. 64–69.

Ин-т электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины, Киев

Поступила 01.04.2005

РАЗРАБОТАНО В ИЭС им. Е. О. ПАТОНА НАНУ

ЭЛЕКТРОННО-ЛУЧЕВАЯ ПЛАВКА БЛОКОВ ГУБЧАТОГО ТИТАНА

С целью снижения стоимости исходных шихтовых материалов в ИЭС им. Е. О. Патона предложено осуществлять переплав недробленых блоков губчатого титана в специализированной ЭЛУ с промежуточной емкостью.

При этом очистка поверхности блока от пленок и загрязнения производится непосредственно в ЭЛУ на этапе предварительного нагрева.

В процессе плавки крица непрерывно подается в рабочее пространство, где под действием электронных лучей происходит прогрев объема блока и его предварительная дегазация. Процесс протекает стабильно и устойчиво. Сравнение выходов годного металла ЭЛПЕ показывает, что при плавке крицы и кусковых отходов потери титана на испарение фактически одинаковы и на 30...40 % меньше, чем при плавке дробленой губки фракции 12...70 мм.

Распределение примесных элементов по длине слитков равномерное, а их содержание соответствует требованиям стандартов. Ультразвуковой контроль слитков и исследования темплетов показали, что структура металла плотная, однородная, без дефектов.

Предложенная технология ЭЛПЕ блоков губчатого титана обеспечивает повышение технико-экономических показателей по сравнению с ЭЛПЕ губчатого титана фракций 12...70 мм на 20 %.

Применение. Технология применяется для получения качественных титановых слитков непосредственно из недробленых блоков губчатого титана.





ПРИМЕНЕНИЕ ПЛАЗМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В ПРОЦЕССАХ ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ РУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ

**В. А. Шаповалов, Г. А. Мельник, Д. М. Жиров, А. А. Ждановский,
К. А. Цыкуленко, М. С. Приходько**

Даны краткие характеристики доменного и альтернативных способов получения металла из железосодержащих материалов. Показано, что применение плазменных технологий позволяет существенно сократить расход кокса в доменной печи, а также дает возможность осуществления процессов в шахтных печах без коксовой насадки при использовании плазмотронов. Описаны основные способы жидкофазного восстановления. Оценены возможности применения плазменных технологий для прямого восстановления железа. Предложена схема плазменной переработки железорудного сырья.

Brief characteristics of blast furnace and other methods of producing metal from iron-containing materials are given. It is shown that application of plasma makes it possible to decrease significantly the consumption of coke in the blast furnace, and gives also feasibility to realize processes in shaft furnaces without a coke nozzle in use of plasmatrons. Main methods of liquid-phase reduction are described. The feasibilities of application of plasma technologies for a direct iron reduction are evaluated. Scheme of plasma recycling of iron-ore material is offered.

Ключевые слова: доменная печь; кокс; плазменные технологии; бескоксковая металлургия; жидкофазное восстановление

Около 94 % первичных черных металлов производят двухстадийным способом, включающим выплавку чугуна в доменных печах и его переработку в сталеплавильных агрегатах [1]. Домна за свою уже более шестисотлетнюю историю превратилась во многих отношениях в весьма совершенный агрегат, и ее позиции в черной металлургии незыблемы.

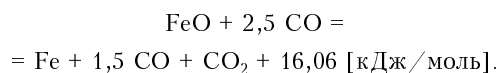
Несмотря на достоинства, у домны есть и некоторые недостатки, главный из которых — необходимость использования дорогого и дефицитного кокса, производство которого является высокотоксичным. Проводится множество исследований с целью разработки оптимальных технологических режимов для экономии этого материала. Следует отметить, что при уменьшении количества кокса в составе шихты увеличивается доля железосодержащих материалов, что приводит к повышению производительности домны.

Кокс в доменной печи служит не только топливом и восстановителем оксидов руд, но и разрыхлителем, обеспечивающим необходимую газопроницаемость столба шихтовых материалов. При загрузке шихты в доменной печи чередуют слои кокса и железорудных материалов с флюсом. Слоистая структура столба шихты сохраняется в печи вплоть

до зоны плавления. Пористость кокса составляет 49...53 %, а размеры основной (более 40 %) фракции колеблются в пределах 40...60 мм [2, 3].

В доменной печи протекают процессы прямого и косвенного восстановления оксидов железа, причем до температуры 800 °С — лишь косвенный с участием СО. Выше этой температуры зафиксировано прямое восстановление посредством твердого углерода, расходуемого не на непосредственное взаимодействие с оксидами, а на регенерацию им в газовой фазе из диоксида углерода его монооксида, восстанавливающего оксиды. Выше 1200 °С происходит только прямое восстановление.

Расход углерода на слабую экзотермическую реакцию косвенного восстановления монооксида железа подсчитывается по уравнению

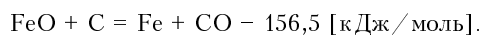


В коэффициентах 2,5 и 1,5 выражается предельное использование восстановительной способности газа, поскольку при 700 °С только 40 % СО может превратиться в СО₂. При этом расход углерода для восстановления 1 т железа составляет 536 кг. В действительности используется еще меньшее количество СО.

Реакция прямого восстановления, требующая больших затрат тепла, является очень экономичной



с точки зрения расхода углерода, так как обеспечивает практически полное его использование:



Здесь затраты углерода на 1 т железа составляют 214 кг, однако с увеличением степени прямого восстановления увеличивается расход углерода как топлива.

Одновременное оптимальное удовлетворение потребностей в углероде как топливе и восстановителе без его перерасхода теоретически составляет около 300 кг на 1 т железа при показателе прямого восстановления 0,25... 0,30. Однако большинство действующих доменных печей еще далеки от достижения такого показателя [3].

Основным путем снижения удельного расхода кокса в доменном производстве является замена части кокса менее дефицитными и дорогостоящими топливными добавками, вдуваемыми в горн печей: мазутом, природным газом и угольной пылью, особенно при повышении температуры дутья [4].

Следует отметить работы по применению пылеугольного топлива и других добавок в дутье, проводимые в Украине. Так, в работе [5] показана возможность создания технологии, позволяющей заменить пылеугольным топливом до 40... 50 % кокса и сократить его расход на 1 т чугуна до 200 кг, уменьшить общий расход топлива при производстве чугуна в единицах условного топлива на 10... 20 % базового уровня.

Фирма «Хоговенс» на домне 6 повысила расход вдуваемого угля до 212 кг на 1 т чугуна, что позволило снизить расход кокса до 272 кг на 1 т чугуна [6]. Эксперименты, проведенные в США и других странах, позволили определить оптимальное соотношение расхода различных топлив для устойчивого хода доменной плавки при низком расходе кокса. Эта смесь включает в расчете на 1 т чугуна следующие компоненты, кг: 230 кокса, 40 коксового орешка (10... 25 мм), 180 пылеугольного топлива и 50 природного газа. Такой расход кокса близок к минимально допустимому по условиям дренажа первичного шлака в слое кокса в заплечниках доменной печи [1]. Однако такому интенсивному применению топливных добавок препятствует недостаточно высокая температура дутья.

Существенное повышение температуры дутья позволит обеспечить применение плазматронов. Горячий восстановительный газ можно получить в плазменных генераторах из природного, колошниково-го или коксового газов, а также других видов топлива. Плазменный генератор устанавливают на приливе сопла фурмы. Восстановительный газ с температурой 2000... 2500 °С смешивается с дутьем непосредственно перед поступлением в печь, что исключает транспортировку горячего дутья на большие расстояния. Эксперименты показали, что расход кокса может быть доведен до 100... 150 кг на 1 т чугуна [7]. Поэтому, на наш взгляд, именно

плазменные технологии лежат в основе максимально возможного применения топливных добавок.

Внедрением плазмы в доменные печи существующей конструкции занималась шведская фирма SKF, разработавшая процесс Plasmablast, который при относительно небольших капитальных затратах позволял продлить конкурентоспособную эксплуатацию многих доменных печей [8].

Фирма CRM (Льеж, Бельгия) разработала процесс Pirogas (плазменная система инжектирования восстановительного перегретого газа). Основные принципы предложены в 1970 г., позже добавлена идея рециркуляции колошниково-го газа доменной печи. Первоначально испытания проводили с использованием метана, конвертированного воздухом или CO₂. Систему применили в экспериментальной доменной печи с диаметром горна 0,3 м и полезной высотой 2,5 м. С инжекцией природного газа и воздуха достигли расхода кокса 105 кг на 1 т железа при температуре восстановительного газа 2020 °С.

Следующим этапом стало оборудование доменной печи с горном диаметром 4,6 м плазматроном мощностью 3,5 МВт, расположенным возле одной из восьми фурм, который работал до 159 ч без перерыва в ходе испытаний, продолжавшихся более двух лет. Долговечность электродов составляла 200... 300 ч при мощности плазматрона около 2 МВт. Целью данных испытаний было не сокращение расхода кокса в доменной печи, а установление возможности промышленного применения плазменных систем. В этом отношении они были успешными [9].

Однако для крупномасштабного промышленного применения низкотемпературной плазмы следовало решить некоторые вопросы. Сейчас обслуживающие остановки крупных доменных печей осуществляются по плану, как правило, каждые 10 недель. Таким образом, долговечность электродов должна превышать 1700 ч. С другой стороны, для крупных печей количество плазматронов должно быть очень большим при их нынешней мощности и тепловом КПД, который у существующих плазматронов косвенного действия не превышает 35 %.

Малый ресурс работы плазматронов и довольно низкий КПД можно объяснить их конструкцией, при которой дуга горит внутри плазматрона между электродом и соплом. Это приводит к быстрому разрушению этих узлов, особенно при использовании в качестве плазмообразующего доменного или природного газа в смеси с воздухом или кислородом. Указанную проблему можно решить путем использования многодуговых плазменных нагревателей газа с замыканием дуг на среднюю точку в плазме, т.е. вне плазматрона. Это позволяет достичь высокого ресурса основных узлов, повысить КПД процесса, увеличить мощность плазматрона. Так, мощность плазменно-нагревательных комплексов, созданных по этой схеме в Институте электросварки им. Е. О. Патона, достигает 6 МВт [10].



В условиях доменной плавки теплообмен между газом и шихтой в нижней части печи не обеспечивает достаточно интенсивного снижения температуры газа, в результате чего на значительном участке по высоте печи температура такова, что зона размягченных материалов достигает большей высоты. При нагреве восстановительного газа в плазменном генераторе интенсивность теплообмена значительно возрастает. Высокая кинетическая энергия газа, нагретого в плазмотронах, установленных в нижней части шахты, обеспечивает сверхзвуковую скорость истечения газа из сопла плазмотрона. Благодаря этому интенсивность передачи теплоты твердому материалу увеличивается в десятки раз, по сравнению с применением кислородного пламени. При этом снижается температура по высоте шахтной печи, и значительно уменьшается протяженность зоны размягчения материалов, что обеспечивает фильтрацию газа через столб материалов даже при отсутствии кокса в составе шихты [7].

Нагрев газа в плазменном генераторе позволяет получить большие удельные тепловые потоки, обеспечивающие интенсивное плавление железорудных материалов в присопловой области плазмотрона. Такой характер плавления железорудного материала способствует образованию в нижней части шахтной печи поверхности плавления и ограниченной этой поверхностью полости. Установлено, процесс движения шихты в шахте, где используются плазменные генераторы, основан на периодическом обрушении свода выплавленной плазмотроном полости. При достаточно больших размерах полости её свод становится неустойчивым, разрушается, и очередная порция материалов поступает в зону плавления. Если размеры полости малы, то свод становится динамически устойчивым. Куски железорудного материала свода размягчаются и слипаются, газопроницаемость столба шихты снижается и его движение прекращается [7, 11].

Размеры выплавленной полости, имеющей, как правило, форму эллипсоида [7, 11, 12], определяются мощностью плазменного генератора, расходом газа, скоростью его истечения из сопла и размером кусков шихтовых материалов. С повышением скорости истечения газа возрастает интенсивность теплопередачи от газа к шихтовым материалам в направлении движения струи, что способствует увеличению скорости плавления и длины выплавляемой полости. По мере удлинения полости уменьшается скорость её распространения. Через определенный промежуток времени, зависящий от газoeлектрических параметров плазменного генератора, выплавленная полость достигает предельных размеров. При этом, если максимальные размеры кусков шихты не превышают критические для размеров выплавленной полости, происходит обрушение свода, и очередная порция шихтовых материалов заполняет выплавленную полость.

Особенности теплообмена в шахтных плазменных печах приводят к резкому снижению значений

температуры по высоте шахты. Это обуславливает минимальные размеры зоны размягчения шихтовых материалов, что в данном случае является положительным фактором, повышающим газопроницаемость столба шихты. С другой стороны, в шахте должен быть выполнен основной объем процессов по восстановлению железорудного сырья, что при указанных условиях невозможно из-за малого времени пребывания здесь железорудных материалов до момента их плавления. Для увеличения скорости восстановления необходимо повысить температуру в шахте на горизонтах, находящихся выше области плавления, путем подачи в неё горячего восстановительного газа.

Определены изменения значений температуры по высоте шахты при подаче через фурмы, установленные на различных горизонтах, горячего восстановительного газа [7]. По-видимому, требуется оптимальное сочетание интенсивности плазменного нагрева и подачи газа на соответствующие горизонты, поскольку чрезмерное повышение температуры по высоте шахты приводит к увеличению зоны размягчения, снижению газопроницаемости столба шихты, а работа одних плазменных генераторов не обеспечивает требуемую скорость восстановления.

Кроме необходимости применения кокса, у доменных печей есть и другие недостатки, например значительные капитальные затраты, непосильные для отдельных фирм без государственной поддержки. По оценкам ООН [13], размер инвестиций в новые мощности доменного производства значительно превышает таковые в новые альтернативные технологии. Поэтому на многих металлургических комбинатах не будут вводиться в эксплуатацию новые домны, поскольку перед предприятиями появится возможность выбора между переоборудованием действующих мощностей и заменой их мощностями, использующими совершенно новые технологии. Строительство заводов с альтернативными схемами производства металла малого и среднего масштаба отличается небольшими капиталовложениями, хотя пока они требуют повышенных расходов энергоносителей. В таблице представлен расход энергии на производство металла по различным технологиям из различных источников.

Следует обратить внимание на энергозатраты, указанные в работе [15]. Здесь показан расход первичной энергии, являющийся интегральным показателем, суммирующим затраты энергии как в рассматриваемом технологическом процессе, так и на всех предшествующих ему стадиях производства, начиная с добычи, переработки и транспортировки энергоресурсов и сырья. Для различных видов топлива затраты первичной энергии включают также его теплотворную способность.

Если в технологическом процессе образуются вторичные энергоресурсы, которые могут быть утилизированы, то их тепловая энергия вычитается из первичной энергии. Таким образом, уже сейчас некоторые процессы бескоксовой металлургии энер-



Сопоставление энергетики процессов производства чугуна и губчатого железа

Вид энергии	Расход энергии на 1 т железа, ГДж					Примечание
	Доменная печь	Процесс Midrex	Процесс HyL-3	Процесс Corex	Процесс Ромелт	
Общий	17,23	15,30	15,96	35,43	Нет данных	[1]
	20,54	Нет данных		33,17	34... 28,39	[14]
Возвращенный в виде ВЭР	5,11	0,65	0,65	13,83	Нет данных	[1]
	5,38	Нет данных		14,13	10... 10,47	[14]
Использованный на процесс	12,12	14,65	15,31	21,60	Нет данных	[1]
	15,16			19,04	24... 17,92	[14]
Первичный	22,3... 25,8	Нет данных		20,2... 21,8	20... 26,77	[15]

гетически выигрывают у доменного производства. Пока же различные процессы внедоменного получения железа находят свое место в многочисленных вариантах мало- и среднемасштабной металлургии. Например, при выплавке высококачественных сталей в электропечах нежелательно использовать металлолом, поскольку результате многократного переплава в металле накапливаются такие вредные примеси, как медь и мышьяк. Поэтому в качестве шихты используют зачастую губчатое железо.

При производстве губчатого железа из окомкованных концентратов (окатышей) применяют трубчатые вращающиеся или шахтные печи, а из неокомкованных — циклоны или реакторы кипящего слоя.

Указанные в таблице процессы Midrex и HyL-3 осуществляются в шахтных печах. Благодаря противоточному характеру тепло- и массообмена у них зафиксированы хорошие показатели относительно расхода энергии. Самый крупный и, пожалуй, самый успешный проект прямого получения железа в бывшем СССР реализован в г. Старый Оскол, где в 1981–1983 гг. построен электрометаллургический комбинат, в основу производства которого положен процесс Midrex [16]. На рубеже тысячелетий в России на Лебединском ГОКе введена в эксплуатацию установка на базе процесса HyL-3 [17].

В бывшем СССР проводили обширные исследования процессов в трубчатых вращающихся печах. Крупнейшая печь такого типа сооружена на Северном ГОКе (г. Кривой Рог). Однако следует признать, что эти процессы менее экономичны, чем в шахтных печах.

Процессы восстановления в кипящем слое пока не получили широкого распространения, несмотря на возможность использования неокискованного сырья. Сейчас в Украине разработкой процесса этого типа занимается Институт газа НАН Украины [16].

Основными недостатками технологической схемы установка металлизации—электропечь являются вероятность вторичного окисления губчатого железа, потеря тепла при его остывании и повышенный расход электроэнергии в процессе плавки из-за большого количества шлака. Для устранения первых двух создаются схемы, позволяющие переплав-

лять губчатое железо сразу после его выхода из агрегата предварительного восстановления.

Одними из первых разработок в этом направлении в бывшем СССР стали способ и печь В. П. Ремина. Эта печь глетчерного или шахтного типа состояла из двух частей: глетчера, т.е. наклонного пода, или шахты, предназначенных для использования тепла отходящих из электропечи газов с целью нагрева, восстановления до вюстита и плавления шихты, а также электропечи для восстановления руднофлюсового расплава углеродом полукокса до жидкого железа. Важнейшими проблемами, неразрешенными в ходе испытаний, были подвод тепла в зону реакции восстановления железа углеродом из оксидного расплава в начале процесса и подвод оксидов железа в зону реакции при его завершении [18, 19].

В 1981 г. С. Экторп сформулировал следующие цели плавильной металлургии при условии, что в дальнейшем разработают процессы, конкурирующие с доменной плавкой [16]: применение мелкой руды без предшествующих этапов агломерации при окомковании; применение дешевых видов топлива и восстановителей при полном использовании этих материалов в процессе; малый выход отходящих газов, поскольку при высоких температурах процесса тепловые потери могут быть слишком большими; реализация процесса, позволяющая при необходимых высоких рабочих температурах ограничивать износ огнеупорных материалов; хорошая регулируемость процесса путем ввода сырья, восстановителей и кислорода в заданных количествах; высокая скорость реакций для достижения большой производительности на единицу объема реактора; непрерывность процесса.

Единственной промышленной технологией, позволяющей получать жидкий чугун из кусковых железорудных материалов без использования кокса, является технология Corex. Разработка этого процесса началась в конце 1970-х гг. фирмами «Voest-Alpine Industrieanlagenbau» (VAI, Австрия) и «Deutsche Voest-Alpine Industrieanlagenbau» (DVAI, Германия). Первая промышленная установка Corex пущена в 1989 г. в Претории (фирма «Isco», ЮАР). Сейчас подобные агрегаты эксплуатируют также



фирмы «Posco» и «Hanbo Steel» (обе Южная Корея), «Jindal Vijayanagar Steel» (Индия), «Saldanha Steel» (ЮАР).

В процессе Corex металлургические реакции протекают в двух отдельных технологических реакторах: восстановительной шахте и плавильном устройстве — газификаторе. Кусковые железорудные материалы в шахте восстанавливают до губчатого железа, которое передается транспортными шнеками специальной конструкции в газификатор, где выплавляется чугун. Туда же через систему шлюзов загружают уголь, где он выделяет газ при температуре 1000... 1050 °С. В образовавшуюся из дегазированного угля твердую «постель» вдувают кислород. При этом, кроме выделения теплоты плавления, образуется газ-восстановитель, состоящий на 95 % из CO и H₂. После выхода газа из газификатора его охлаждают до температуры восстановления 850 °С и очищают от пыли, затем подают в шахту для восстановления кусковой руды или окатышей до степени металлизации свыше 90 %. Примерный расход шихтовых материалов на 1 т чугуна следующий, кг: 1480 руды, 980 угля, 110 известняка, 130 доломита. Расход кислорода составляет 540 м³/т, электроэнергии — 75 кВт·ч/т. Для повышения степени использования образующихся газов агрегаты Corex строят в комплексе с установками Midrex и HyL-3 или электростанцией [14, 16].

В Московском государственном институте стали и сплавов под руководством профессора В. А. Роменца разработан процесс жидкофазного восстановления неподготовленных железосодержащих материалов с использованием в качестве восстановителя энергетических углей (процесс Ромелт), осуществляемый в плавильно-восстановительной печи прямоугольного сечения. В пенистый шлак загружают уголь и железосодержащее сырье. Через нижний ряд фурм в боковой стенке агрегата в шлаковый расплав вдувают обогащенный кислородом воздух, который перемешивает шлак, обеспечивает горение угля и образование CO. Отходящие газы дожигаются кислородом, подающимся через ряд фурм над ванной. На пилотной установке с площадью пода 20 м² выплавлено более 40000 т чугуна. Есть данные о строительстве в Индии завода с полным металлургическим циклом, выплавка чугуна в котором будет осуществляться в агрегатах Ромелт. Расход шихтовых материалов, указанный в различных источниках, не одинаков, что можно объяснить разнообразием их состава [14, 16, 20].

В Австралии разрабатывают процесс жидкофазного восстановления Ausmelt, где кусковый уголь-восстановитель загружают вместе с шихтовыми материалами в печь. Уголь-топливо перемалывают до размеров частиц 1 мм и вдувают через фурму, которую опускают в шлак. Фурма состоит из концентрических труб. По наружной вдувают воздух, обеспечивающий горение угля и охлаждение фурмы, благодаря чему на ней появляется тонкий слой защитного затвердевшего шлака. Под действием дутья

образуется большая поверхность раздела шлака и газа, что обеспечивает эффективную передачу тепла [14, 16].

Существует множество предложений по использованию плазмы в процессах прямого получения чугуна и стали [21, 22], не нашедших широкого промышленного применения. Значительная их часть заключается в использовании плазмотронов для прямого получения металла в прямоточных и струйных агрегатах.

В прямоточных агрегатах дисперсный восстанавливаемый материал вводят в плазменную струю восстановительных газов под различными углами к оси струи в непосредственной близости к срезу сопла. При этом все процессы (нагрев, плавление, испарение, химические превращения) протекают в объеме газового потока при движении материала вдоль реактора вместе с плазменным газом до выхода в зону, где осуществляется выделение продукта. Струйные агрегаты отличаются от прямоточных тем, что восстанавливаемый материал вводят в плазмообразующий газ до дуги плазмотрона.

Имеются данные о возможности полного восстановления частиц Fe₂O₃ + Fe₃O₄ диаметром примерно 50 мкм в водородной струе с температурой 3700 °С за 0,005 с [21]. Исследования процесса восстановления оксидов железа в плазменной струе конвертированного газа в прямоточных реакторах показали возможность полного восстановления при размерах частиц 50 мкм за 0,09 с, 15 мкм — за 0,01 с в условиях температуры 2700 °С. Отмечено, что степень восстановления практически не зависит от избытка восстановителя сверх равновесной концентрации, требующейся для стадии FeO→Fe. Определяющее значение имеет размер частиц и время пребывания их в реакционной зоне.

Однако прямоточным и струйным агрегатам присущи следующие недостатки [11]: малое время пребывания железорудных материалов в высокотемпературной зоне, что вызвано большой скоростью движения и незначительной длиной плазменного факела; необходимость применения однородного по размерам дисперсного железорудного сырья и правильного выбора параметров его ввода (направление, скорость, массовый расход) в плазменную струю для прямоточных агрегатов (невыполнение последнего условия способствует образованию гарнисажа на стенках реактора, перерасходу энергии, нарушению работы реактора); низкая степень использования тепловой и химической энергии плазменного газа.

Стремление улучшить работу плазменного газа при восстановлении из расплава привело к созданию большого количества различных вариантов реакторов, в которых предприняты попытки соединить традиционные металлургические технологии с возможностями плазменного нагрева. Предложена гамма процессов, в которых с целью улучшения показателей тепло- и массообмена обеспечивается встречный поток восстанавливаемых материалов и плазменной струи газа [11].



Следует отметить разработки упоминавшейся ранее шведской фирмы SKF (Plasmared, Plasmasmelt, Elred и др.)

Процесс Plasmared позволяет получать губчатое железо в восстановительной шахтной печи. Небольшую часть рециркулируемого газа шахтной установки пропускают через плазмотроны и нагревают до 4000...5000 °С, основную часть рециркулируемого газа смешивают с нагретым газом и подают в печь восстановления. В плазме можно осуществлять конверсию любого вида топлива, получая газ с содержанием менее 3 % CO₂. Реконструкция установки прямого получения губчатого железа Wiberg на заводе в Хофорсе с заменой ее на установку Plasmared должна была повысить производительность от 25000 до 70000 т/год и значительно снизить расход энергии. Кроме того, процесс обеспечивает большую свободу в выборе энергоносителей (нефть, газ или уголь) [8]. Благодаря высокому коэффициенту использования энергии, общий ее расход на производство 1 т губчатого железа был значительно ниже, чем на бесплазменных установках с шахтными печами (9,2 в сравнении с 10...11,7 ГДж для установок Midrex) [11].

Аппаратурное оформление процесса Plasmasmelt решено, как комбинация шахтной печи и двух последовательно расположенных реакторов кипящего слоя [7, 8, 11, 16]. Мелкий железорудный материал сначала частично (на 50...60 %) восстанавливается в реакторах в смеси CO + H₂, а затем передается в шахтную печь для окончательного восстановления. Компоненты шихты (частично восстановленный концентрат, флюс, уголь) вдуваются через плазмотрон, расположенный на горизонте воздушных фурм небольшой доменной печи, заполненной коксом. Концентрат здесь окончательно восстанавливается (за счет твердого углерода угля), плавится и просачивается вниз в горн, откуда выпускают чугун и шлак, как в обычной доменной печи. Необходимое тепло для эндотермической реакции восстановления оксидов железа, а также для плавления чугуна и шлака вносится плазмообразующим газом.

В зоне окончательного восстановления устанавливается температура 1700...2000 °С, тогда как в самом плазмотроне она достигает 3000...5000 °С [16]. Газ проходит через коксовый слой снизу вверх, полностью превращаясь в смесь CO + H₂, покидает колошник и после соответствующей обработки (охлаждения и очистки от пыли) подается в реакторы кипящего слоя и частично в плазмотрон в качестве плазмообразующего газа.

Необходимо отметить, что столб кокса в шахтной печи принимает лишь незначительное участие в реакциях и используется преимущественно как реакционное пространство, проникаемое для газа, передельного чугуна и шлака. Этот слой сглаживает небольшие колебания при поступлении углерода через плазмотрон, обеспечивает постоянное содержание углерода в чугуне и защищает футеровку печи. Расход угля и кокса в указанном процессе составляет

соответственно 200 и 50 кг, электроэнергии — 1100 кВт·ч на 1 т чугуна [7]. Разработчики процесса полагают, что небольшие (обычно неэкономичные) доменные печи могут быть со сравнительно малыми капиталовложениями переоборудованы для обеспечения экономичного производства передельного чугуна. Существенно, что 90 % кокса здесь может быть заменено некоксуемым углем (а также мазутом или газом), агломерат для этого процесса не требуется, а производительность существующих малых агрегатов увеличивается более чем в два раза [16]. Однако (при всех указанных преимуществах этого процесса для малых агрегатов) результаты их продолжительной эксплуатации до настоящего времени неизвестны.

В процессе Elred частично восстановленная в реакторах кипящего слоя руда вместе со шлакообразующими вводится в рудовосстановительную электропечь через полый графитовый электрод, где окончательно восстанавливается и плавится в плазме электрической дуги. Углерод, поступающий с концентратом, растворяется в металле и частично выносятся из печи газом, при очистке которого он улавливается и снова используется для восстановления. Шлак непрерывно удаляется из печи через специальное окно. Чугун выпускают периодически по мере накопления. Процесс испытан в полупромышленном масштабе. Отходящий из плавильной печи газ содержал до 90 % CO и использовался для получения пара на электростанции. Вырабатываемой электроэнергии хватало для полного обеспечения процесса. Кроме того, при производстве 1 т чугуна в сеть поступало до 400 кВт·ч. Общий расход энергии составлял 15...18 ГДж на 1 т продукта [8, 16].

Дополнительная свобода в аппаратной организации шахтной плавки, обусловленная широкими возможностями в управлении температурой и восстановительным потенциалом дутья при плазменном нагреве, создает предпосылки для разработки оригинальных решений, например печи с двумя шахтами и общим горном [7, 8], с вынесенным горном [7]. В бывшей ГДР [23] предложена схема довосстановления частично восстановленных и расплавленных железорудных материалов газом, активированным в плазме, проходящим через полый графитированный или угольный электрод.

Исследования по применению плазмы в прямом восстановлении черных металлов проводили и в Украине [24]. Способ восстановления металла из расплавленных оксидов может быть использован при производстве ферросплавов на основе марганца, а также для восстановления железа. При этом способе в восстановительный реактор загружают шихтовые материалы, а в плазмотрон, размещенный в нижней части печи, подают плазмообразующий газ (смесь природного газа и кислорода или воздуха). Под действием плазменной струи материал частично восстанавливается в твердой фазе и расплавляется. Довосстановление происходит в жидкой фазе благо-

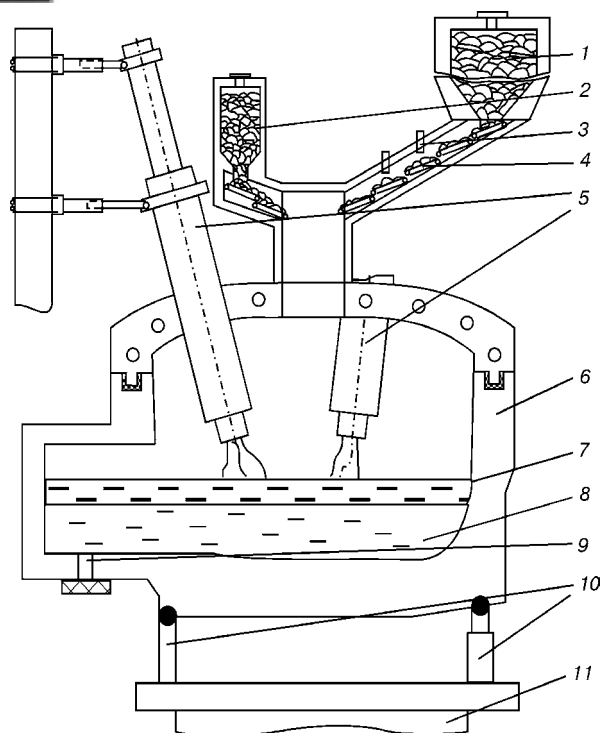


Схема плазменной переработки железорудного сырья: 1 — бункер с железосодержащим сырьем; 2 — бункер со шлакообразующими материалами; 3 — горелки для дожигания отходящих газов; 4 — гусеничный транспортер; 5 — плазменно-нагревательный комплекс; 6 — плавильная камера; 7 — жидкий шлак; 8 — жидкий металл; 9 — эркерный слив; 10 — механизм наклона печи; 11 — механизм опускания/подъема печи

даря продувке расплава плазменной углеводородной струей, содержащей сажистый пироуглерод.

Большое значение имеют работы Днепропетровского металлургического института (ДМетИ), сейчас Национальной металлургической академии Украины (НМетАУ). При разработке технологической схемы ее авторы сформулировали следующие требования к конструкции реактора и способу осуществления процесса [11]:

одностадийный непрерывный процесс получения жидкого металла из окискованного железорудного сырья без применения в шихте кокса должен осуществляться в агрегате, состоящем из шахты и металлоприемника, сообщенных между собой специальным переходным узлом, шахта служит для нагрева, предварительного восстановления твердых железорудных материалов и их плавления, металлоприемник — для довосстановления оксидов железа из расплава, поступающего из шахты, накопления металла и его рафинирования;

плазмотроны (генераторы тепла и газообразных восстановителей) должны устанавливаться как в шахте, так и в металлоприемнике. В шахте (в нижней части) для организации эффективного противотока шихты и газа, плавления предварительно восстановленных материалов, в металлоприемнике — для осуществления эффективных теплообменных процессов в барботажном режиме;

с целью достижения высоких технико-экономических показателей процесса и уменьшения вредных выбросов в окружающую среду целесообразно

отходящий из агрегата газ использовать как энергетическое топливо или окислитель для конверсии углеводородов в плазмотронах.

При участии ДМетИ на Металлургическом заводе им. Г. И. Петровского в 1979 г. сооружена опытная установка производительностью 10 т/сут жидкого металла [11, 25, 26]. В последующие годы ее конструкция многократно усовершенствовалась [11, 27–29] с целью увеличения производительности, степени использования химической и тепловой энергии отходящих газов, уменьшения энергозатрат и себестоимости стали.

Следует отметить, что разработчики отказались от первоначальной идеи борбатирования расплава в камере довосстановления и расположили плазмотроны в ее своде. Вероятно, это стало возможным в результате увеличения степени восстановления твердых железорудных материалов в шахтном агрегате. Также произошло существенное упрощение переходного узла между шахтой и металлоприемником.

Авторы признают подобие предлагаемой ими схемы с процессом Corex [27], но отмечают главное отличие в применении в качестве источника энергии низкотемпературной плазмы.

Технологическую схему, предложенную НМетАУ, следует признать удачной, однако нуждающейся в некоторых изменениях. При разработке технологической схемы и конструкции печи основывались на способе плавки металлолома, получившего название Comelt [30], при котором плавление происходит под действием наклонных электродов, а горячий технологический газ нагревает расположенный в шахте столб шихты.

Принципиальная схема плазменной переработки железорудного сырья нам представляется следующим образом (рисунок). Окискованное железорудное сырье предварительно подогревается на транспортере отходящими из плавильной камеры газами. Гусеничный транспортер применяют для равномерной и контролируемой подачи шихты из бункера. Отходящие из плавильной камеры восстановительные газы в районе транспортера перемешиваются с подаваемым через фурмы кислородом для обеспечения необходимой температуры (предельная температура 1100 °С). Подогретое и частично восстановленное сырье поступает в плавильную камеру, где происходит его плавление и окончательное восстановление. Здесь в качестве генератора энергии могут быть использованы плазменный нагревательный комплекс ИЭС им. Е. О. Патона, работающий на смесях аргона (азота) с водородом либо природного газа с воздухом (кислородом) или полые графитированные электроды, в полости которых подаются аналогичные газовые смеси. Шлакообразующие вводят в плавильное пространство из отдельного бункера. Струя восстановительного газа под напором проникает в расплав, благодаря чему увеличивается поверхность раздела фаз, что обеспечивает интенсивную передачу тепла и хорошее использование восстановительного потенциала. Во время



плавления происходит накопление расплава и выделение из него жидкого металла в отдельную фазу. Постоянное поступление шихты обеспечивает высокое удельное содержание в шлаке оксида железа и его высокую активность. Это позволяет уменьшить расход восстановительного газа [16], а также способствует эффективной дефосфорации металла. При накоплении предельного количества расплава подача шихты прекращается, электроды выводятся из камеры, печь опускается и происходит выпуск металла через эркерный слив. Шлак также сливают через эркер, если в нем накапливается большое количество P_2O_5 или SiO_2 , в противном случае следующая плавка происходит с использованием оставшегося шлака.

Выводы

1. Показано, что применение плазменных источников теплоты в доменном производстве позволяет существенно повысить температуру дутья, результатом чего является более интенсивное использование топливных добавок и уменьшение удельного расхода кокса.

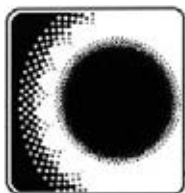
2. Установлено, что плазменный нагрев в шахтных печах уменьшает протяженность зоны размягченных материалов, что может обеспечить фильтрацию газа через столб шихты в отсутствие коксовой насадки.

3. Определено, что использование низкотемпературной плазмы в процессах производства губчатого железа и бескоксового получения жидкого металла в некоторых случаях позволяет повысить их производительность и снизить расход энергии.

1. Андронов В. Н. Перспективы доменного производства // Черн. металлы. — 2003. — № 9. — С. 17–22.
2. Писи Дж. Г., Девенторт В. Г. Доменный процесс. Теория и практика / Пер. с англ.; под ред. Ю. С. Карабасова — М.: Металлургия, 1984. — 142 с.
3. Общая металлургия (Металлургия черных и цветных металлов) / Е. В. Челищев, П. П. Арсентьев, В. В. Яковлев, Д. И. Рыжонков. — М.: Металлургия, 1971. — 480 с.
4. Перспективы развития технологии черной металлургии (научные предпосылки) / И. Н. Голиков, Г. В. Губин, А. К. Карклит и др. — М.: Металлургия, 1973. — 568 с.
5. Терещенко В. П. Разработка, исследование и освоение технологии доменной плавки с вдуванием в горн пылеугольного топлива и природного газа при обогащении дутья кислородом: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. — Донецк, 1994. — 24 с.
6. Люнген Г. Б. Производство чугуна в 2000 году // Черн. металлы. — 1995. — № 10. — С. 11–23.
7. Юсфин Ю. С., Гиммельфарб А. А., Пашков Н. Ф. Новые процессы получения металла (металлургия железа): Учеб. для вузов. — М.: Металлургия, 1994. — 320 с.
8. Лопухов Г. А., Падерин С. Н. Плазменная плавка // Теория металлург. процессов. Т. 5. Итоги науки и техники. — М.: ВИНТИ АН СССР, 1982. — С. 3–88.
9. Assessment of prospects for thermal plasma furnace technology. Final report // State of the art: Battelle. — 1984. — № 3. — 222 p.
10. Перспективы использования плазменных источников теплоты в агрегатах внепечной обработки стали. Сообщ. 2 / Г. А. Мельник, О. С. Забарилло, А. А. Ждановский и др. // Пробл. спец. электрометаллургии. — 1991. — № 3. — С. 86–92.
11. Иващенко В. П., Величко О. Г., Терещенко В. С. Прямое одержания металлу з застосуванням низькотемпературної плазми. — Дніпропетровськ: Системні технології, 2002. — 256 с.
12. Особенности движения шихты в шахтном плазменном реакторе / В. К. Савченко, В. П. Иващенко, А. А. Гиммельфарб и др. // Плазменные процессы в металлургии и технологии неорганических материалов (к 85-летию академика Н. Н. Рыкалина): Тез. докл. V всесоюз. совещ. (Москва, 4–6 окт. 1988 г.). — М.: Черметинформация, 1988. — Ч. 1. — С. 103.
13. Реструктуризация черной металлургии — воздействие новых технологий // Европ. эконом. комиссия. — Нью-Йорк; Женева: Организация объединенных наций, 1997. — 97 с.
14. Курунов И. Ф., Савчук Н. А. Состояние и перспективы бездомной металлургии железа. — М.: Черметинформация, 2002. — 198 с.
15. Баптизманский В. И., Паниотов Ю. С., Зеликман В. Д. Анализ энергоемкости процессов получения чугуна и стали // Металл и литей Украины. — 1995. — № 4. — С. 2–5.
16. Бондаренко Б. И., Шаповалов В. А., Гармаш Н. И. Теория и технология бескоксовой металлургии. — Киев: Наук. думка, 2003. — 534 с.
17. Процесс ХИЛ-III: первый опыт в России и перспективы его развития / В. А. Горбачев, Н. Н. Копоть, М. М. Матгуш, Л. И. Леонтьев // Сталь. — 2003. — № 1. — С. 8–10.
18. Развитие бескоксовой металлургии / Н. А. Тулин, В. С. Кудрявцев, С. А. Пчелкин и др. — М.: Металлургия, 1987. — 328 с.
19. Ремин В. П. Получение металла из рудных расплавов // Физико-хим. основы пр-ва стали. — М.: Изд-во АН СССР, 1951. — С. 486–494.
20. Гиммельфарб А. И., Левин М. Я. Проектирование промышленной установки РОМЕЛТ // Сталь. — 1996. — № 4. — С. 19–21.
21. Цветков Ю. В., Панфилов С. А. Низкотемпературная плазма в процессах восстановления. — М.: Наука, 1980. — 360 с.
22. Плазменная металлургия / Ю. В. Цветков, А. В. Николаев, С. А. Панфилов и др. — Новосибирск: Наука, 1992. — 265 с.
23. Pat. 33152 ГДР. Verfahren zu reduction von eisenerzen in schmelzfenosigen zustand mit einem plasmabrenner / J. Fischendorf — Оpubл. 05.12.64.
24. Пат. 31538 Україна, МПК С 21 В 13/00. Спосіб відновлення металу із розплавлених окислів / А. Т. Неклеса. — Оpubл. 15.12.2003; Бюл. № 7.
25. Особенности эксплуатации агрегата прямого получения стали с помощью низкотемпературной плазмы / В. П. Иващенко, С. Н. Дунайчук, А. В. Ревенко и др. // Плазменные процессы в металлургии и технологии неорганических материалов (к 85-летию академика Н. Н. Рыкалина): Тез. докл. V всесоюз. совещ. (Москва, 4–6 окт. 1988 г.). — М.: Черметинформация, 1988. — Ч. 1. — С. 100.
26. Плазменное восстановление железа и никеля из комплексного железоникельсодержащего рудного сырья / С. Н. Дунайчук, В. П. Иващенко, В. К. Савченко и др. // Там же. — С. 101.
27. Разработка рациональной схемы прямого получения жидкого металла / В. П. Иващенко, А. Г. Величко, Ю. С. Паниотов и др. // Теория и практика металлургии. — 2002. — № 2. — С. 3–5.
28. Комплексная схема прямого получения жидкого металла / В. П. Иващенко, А. Г. Величко, Ю. С. Паниотов, В. Д. Зеликман // Металлург. и горноруд. пром-сть. — 2002. — № 4. — С. 10–12.
29. Схема прямого получения жидкого металла с использованием низкотемпературной плазмы / В. П. Иващенко, А. Г. Величко, Ю. С. Паниотов и др. // Там же. — 2002. — № 7. — С. 121–124.
30. Бергер Х., Миттаг П. Дуговая печь Комельт с наклонными боковыми электродами // Черные металлы. — 1996. — № 2. — С. 34–40.

Ин-т электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины, Киев

Поступила 10.12.2004



СОВРЕМЕННЫЕ ВОЗМОЖНОСТИ ОБНОВЛЕНИЯ АНАЛИТИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ЭМИССИОННОГО СПЕКТРАЛЬНОГО АНАЛИЗА

Я. П. Грыцкив, Ю. С. Газнюк, М. С. Неделько, В. И. Кривко

Рассмотрены возможности усовершенствования и модернизации эмиссионных фотоэлектрических спектрометров производства Ленинградского оптико-механического объединения. Показана перспективность замены старых электронно-регистрирующих устройств контроллером многоканальных фотометрических систем с системой компьютерной обработки данных. Продемонстрированы преимущества модернизированных спектрометров и особенности их работы с программным обеспечением.

The possibilities of upgrading and modification of emission photoelectric spectrometers of production of Optical-Mechanical Works (St.-Petersburg) are shown. The prospects in replacement of the old electron-recording devices by a controller of multi-channel photometric systems and a system of computer processing of data are shown and advantages of updated spectrometers and specifics of their operation with a software are demonstrated.

Ключевые слова: модернизация; эмиссионные спектрометры; электронно-регистрирующие устройства; программное обеспечение; качество спектральных исследований

Постоянное повышение уровня современных технологий, используемых в области сварки и металлургии, выдвигает также новые требования к качеству, точности, оперативности контроля материалов по показателям структуры и химического состава. Поэтому и аналитическая измерительная техника должна совершенствоваться.

Аналитическая спектральная лаборатория создана в Институте электросварки им. Е. О. Патона более пятидесяти лет назад. Она предназначена для проведения спектральных исследований химического состава металлов и их сплавов, в частности чугунов, простых сталей, легированных и высоколегированных сталей, алюминиевых, медных, титановых, цинковых, магниевых, оловянных сплавов, а также металлических конструкций, сварных материалов, сварных швов, защитных покрытий. Спектральные исследования выполняют по заказу предприятий Украины, зарубежных стран.

Спектральная лаборатория лишь до 1985 г. постоянно пополнялась новыми приборами. Сейчас она укомплектована такими средствами аналитической измерительной техники, как оптический эмиссионный спектрометр «Спектравак-1000» (модель DV-4 фирмы «Baigd», 1985 г. (рис. 1); вакуумная фотоэлектрическая установка ДФС-51-2400, 1983; две установки фотоэлектрические ДФС-36-1800, 1973 и 1979 гг.; установка фотоэлектрическая ДФС-10М, 1963 г. Однако за два последних десятилетия появились новые современные приборы, прежде всего

в области электронной регистрации спектров и аналитического программного обеспечения, что позволило существенно улучшить качество измерений.

Наилучшим вариантом для лаборатории было бы приобретение нового современного спектрального оборудования за рубежом, например оптического эмиссионного спектрометра Spectrolab M, GDOS-спектрометра высокой разрешающей способности с тлеющим разрядом Spectroma GDA 750 HP фирмы «Spectro» (Германия), но из-за высокой стоимости (сотни тысяч гривен) эти покупки в ближайшее время невозможны.

Отметим, что особенностью имеющихся в лаборатории спектрометров советского производства Ленинградского оптико-механического объединения (ЛОМО) является высококачественная оптическая система, не хуже аналогичных систем современных приборов мирового уровня, в частности по показателям обратной линейной дисперсии и разрешающей способности спектральных линий. К тому же часть спектрометров в лаборатории оснащена специализированными генераторами (уникальными разработками Института электросварки), позволяющими увеличивать возможности спектрального анализа высоколегированных сталей и сверхтонких фольг в сравнении с зарубежными аналогами. В результате было принято решение о том, что наиболее реальным, дешевым и при этом самым эффективным на данный момент способом обновления имеющегося в лаборатории спектрального оборудования является его модернизация, т. е. установка современных электронно-регистрирующих систем и систем компьютерной обработки данных, способс-



Рис. 1. Оптический эмиссионный спектрометр «Спектровак-1000»

твующих выполнению спектральных исследований на уровне международных стандартов.

На протяжении последних лет модернизировали фотоэлектрические установки ДФС-51, ДФС-10М, ДФС-36. В ближайшее время начнется модернизация второго спектрометра ДФС-36. При модернизации каждого спектрометра осуществляли замену старого электронно-регистрирующего устройства производства ЛОМО (например ЭРУ-18-1 спектрометра ДФС-51) контроллером многоканальных фотометрических систем КМС-1-1 с блоком питания и компьютером с программным обеспечением (рис. 2). Производили частичную замену старых фотоэлектрических умножителей новыми, а также профилактический ремонт полихроматоров, их перенастройку на необходимые аналитические линии.

Кроме того, усовершенствован предметный столик вакуумного спектрометра ДФС-51. Накладная пластина этого столика с отверстием диаметром 19 мм, при анализе плотно закрываемым образцом, заменена накладной пластиной со специальной проточкой диаметром 18×1 , которая дополнительно через уплотняющее резиновое кольцо закрывается электроизолирующим кольцом из нитрида бора толщиной 0,7 мм, что ограничивает поверхность эмиссионного возбуждения образца диаметром всего 8 мм (рис. 3). Уменьшение площади разряда способствует повышению его стабильности и улучшению сходимости аналитических сигналов интенсивностей спектральных линий, сокращает длительность обжига образцов, в результате чего появляется возможность анализировать образцы меньших размеров и экономно использовать их поверхность.

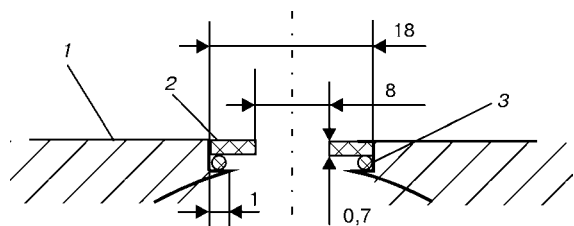


Рис. 3. Схематическое изображение накладной пластины предметного столика с ограничительным и уплотняющим кольцами в поперечном разрезе: 1 — накладная пластина с отверстием; 2 — кольцо из нитрида бора; 3 — резиновое кольцо



Рис. 2. Модернизированный спектрометр ДФС-51

Изолирующее кольцо из нитрида бора является термостойким и имеет длительный срок эксплуатации.

На рис. 4 показано ограничительное кольцо на поверхности образца с пятнами, полученными после обжига с кольцом и без него.

Остановимся подробнее на основной части модернизации. Как уже отмечалось, оптические блоки спектрометров производства ЛОМО остаются конкурентоспособными и при нынешнем уровне развития спектральной техники. Безнадёжно устарели только регистрирующие устройства, созданные на элементной базе электронных ламп. Главными их недостатками являются большие затраты времени и неудобство в управлении процессом анализа, поскольку приходится вручную собирать и обрабатывать полученную аналитическую информацию (для ДФС-10, ДФС-36 визуально снимаются интенсивности по гальванометру с дальнейшим построением на бумаге градуировочных графиков), т. е. на точность анализа серьезно влияет субъективный фактор.

Кроме того, автоматическое управление работой, обработкой информации, полученной при проведении спектрального анализа, контроль за состоянием системы осуществляются устаревшими вычислительными комплексами (ДФС-51). Также отмечается значительное тепловыделение систем регистрации, влияющее на термостабилизацию оптики (дрейф градуировок в течение суток). На всех модернизированных спектральных приборах ста-

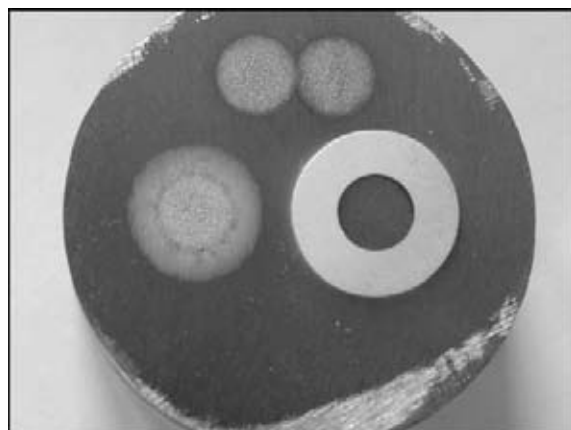


Рис. 4. Ограничительное кольцо



рые системы регистрации заменяют малогабаритным электронно-регистрирующим устройством на базе одноплатного контроллера КМС и универсального блока питания.

Контроллер КМС предназначен для работы в составе многоканальных спектрометров эмиссионного анализа совместно с IBM совместимыми персональными компьютерами. Он выполняет функции управления разными частями спектрометра, сбора и первичной обработки информации (измерение аналитических сигналов), тестирования, а также обмен командами и данными с компьютером. Непосредственное управление спектральным анализом и обработка его результатов осуществляются с помощью программы QUANT1 на компьютере, соединенном со спектрометром через контроллер.

Программа QUANT1 позволяет аналитику-спектроскописту осуществлять следующие операции.

Контроль спектрометра и его системы регистрации. Существуют четыре режима контроля:

профилирование — для проверки и корректировки положения спектральной линии относительно выходной щели спектрометра;

электрический — для проверки работы и стабильности электронной части системы регистрации, кроме фотоэлектрических умножителей (ФЭУ);

фотоэлектрический — для контроля системы регистрации, включая ФЭУ, по сигналу специальной фотометрической лампы, находящейся в середине полихроматора;

аналитический — для контроля стабильности работы спектрометра, включая генератор. Во всех режимах можно задавать любой набор контролируемых каналов. В зависимости от режима задаются напряжение, продолжительность обжига и экспозиции, абсолютный или относительный режимы контроля.

Задание разной продолжительности обжига и экспозиции для различных химических элементов. Такая функция программы особенно полезна, если в анализируемом сплаве присутствуют элементы, легко и быстро испаряющиеся на первых секундах обжига, и дальнейший выход элемента в электрический разряд уменьшается. В то же время существуют химические элементы, для эффективного выхода которых в плазму разряда необходимо более длительное время для разогрева места обжига. Поэтому момент начала и завершения экспозиции полезного сигнала для таких элементов существенно отличается. Программа и контроллер позволяют индивидуально задавать продолжительность предварительного обжига, после которого включается интегратор накопления полезного сигнала от излучения требуемого химического элемента на индивидуально заданное оператором время.

Регистрация стандартных образцов, градуировка спектрометра и проведение анализа с получением результата непосредственно в процентах концентрации. При использовании программы QUANT1 спектроскопист создает аналитические программы или работает с уже созданными. При разработке

новой программы операции выполняют в такой последовательности:

задание названия программы;

выбор режима, в котором будут анализироваться спектральные линии (абсолютном или относительном);

выбор линии сравнения и элементов, анализируемых относительно этой линии;

задание времени обжига и экспозиции для разных химических элементов;

проведение регистрации стандартных образцов-эталонов (в этом режиме регистрируются интенсивности линий стандартных образцов);

градуировка спектрометра.

Градуировку производят путем подбора полинома, связывающего концентрацию элемента с интенсивностью сигнала в соответствующем канале. Удобство программы QUANT1 заключается в возможности задания паспортных концентраций эталонов в отдельном файле tabcon.txt, из которого автоматически выбираются концентрации стандартных образцов, зарегистрированных в конкретной аналитической программе. Это позволяет избежать многократного введения концентраций элементов эталонов при создании новых аналитических программ.

Для каждого элемента аналитик-спектроскопист может выбрать линейный или логарифмический масштаб градуировочной зависимости, степень полинома.

Возможен также учет взаимного влияния элементов путем добавления к полиному аддитивных или мультипликативных членов, содержащих интенсивности элементов, которые влияют на другие элементы. Результаты регистрации стандартных образцов, градуировки, анализа выводятся на монитор, а при необходимости — на принтер. Важным плюсом программы является возможность работы непосредственно с градуировочным графиком: двигаться по точкам, соответствующим различным образцам; удалять образцы, «выпадающие» из графика; изменять масштаб; накладывать текст на график.

Приведем примеры использования программы QUANT1:

программа исследования образцов высоколегированных сталей (эталонные образцы 129-1-129-4, 463, 467; 14... 18 % Cr, 8... 12 % Ni; значения концентраций хрома 14,07; 16,5; 17,77; 17,79; 18,0; 18,3; спектрометр ДФС-51). Длительность обжига и экспозиции для всех элементов одинаковое: обжиг — 15 с, экспозиция — 8 с; элемент градуировки — хром. Градуировочная кривая (рис. 5), аппроксимирующая набор экспериментальных точек с минимальным среднеквадратическим отклонением, выражается формулой

$$[\text{Cr1}] = -1,894\text{E}0 + 3,599\text{E}1\{\text{Cr1}\},$$

где $\{\text{Cr1}\}$ — отношение интенсивности аналитической линии хрома к интенсивности линии сравнения (железо); $[\text{Cr1}]$ — массовая доля хрома в высоколегированной стали, %;

спектральный анализ фосфора в оловянных бронзах. Методика отработана на модернизированном дифракционном спектрометре ДФС-10М. Ис-

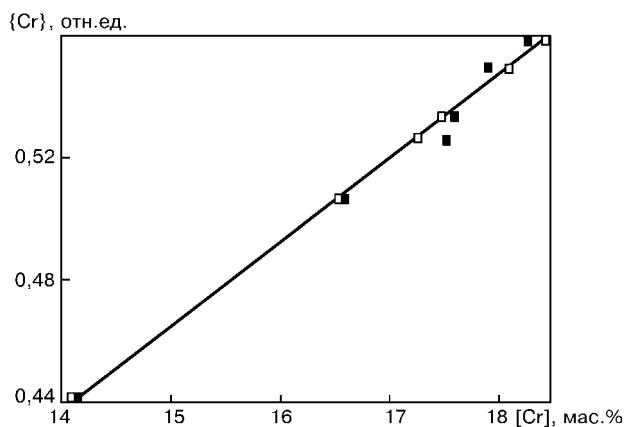


Рис. 5. Градуировочный график для хрома в высоколегированных сталях типа X18H10T; ■ и □ — соответственно паспортные и расчетные точки для стандартных образцов

пользовали комплект стандартных образцов РВ 1Е, РВ 2Д, РВ 3Е, РВ 4Д, РВ 5С фирмы МВН, в которых содержание олова изменяется в пределах 3,2... 12,0 %, свинца — примерно 0,23... 0,95 %, цинка — около 0,17... 0,65 %. Значения концентраций фосфора 0,915; 0,51; 0,25; 0,11; 0,01. Градуировочный график для количественного эмиссионного спектрального анализа фосфора в оловянных бронзах приведен на рис. 6. Длительность предварительного обжига составляет 40 с, экспозиции — 30 с. Полученные экспериментальные данные в этом случае аппроксимированы полиномом в логарифмическом масштабе с эмпирическим учетом фона (именно учетом фона объясняется нелинейность графика)

$$\ln [P] = 0,567 + 0,935 \ln (\{P\} - 0,668),$$

где $\{P\}$ — отношение интенсивности аналитической линии фосфора к интенсивности линии сравнения (канал неразложенного света); $[P]$ — концентрация фосфора в сплаве.

Проведение коррекции градуировочных графиков по интенсивности или концентрации с использованием одного или двух стандартных образцов для каждого элемента. Коррекцию производят по формуле линейной зависимости $X_c = AX_0 + B$, где X_0 — интенсивность (или концентрация в зависимости от способа коррекции) до проведения коррекции; X_c — откорректированная интенсивность; A и B — коэффициенты. В результате коррекции произойдет сдвиг и изменится наклон градуировочного графика. Если градуировку проводили в логарифмическом масштабе, изменения градуировочного графика будут значительно сложнее и не сведутся только к сдвигу и изменению наклона.

Отметим, что этот режим применяется наиболее часто, потому что позволяет использовать для коррекции графиков значительно меньшее количество эталонов, чем при создании программы, особенно когда она большая и объединяет несколько комплектов стандартных образцов.

Построение кривых обжига (зависимости интенсивности выбранной линии от времени) для оптимизации длительности обжига и экспозиции.

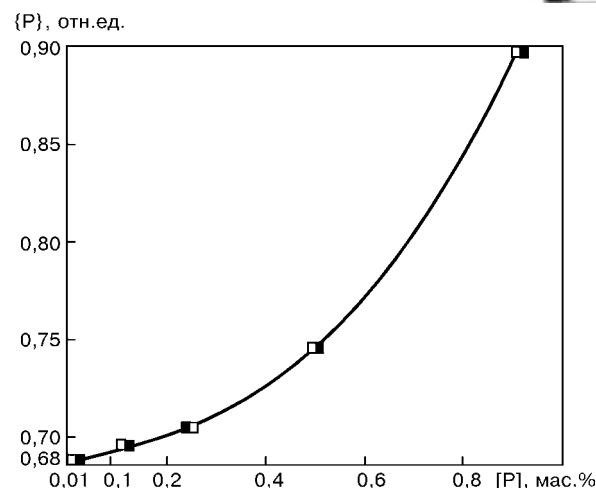


Рис. 6. Градуировочный график для фосфора в оловянных бронзах

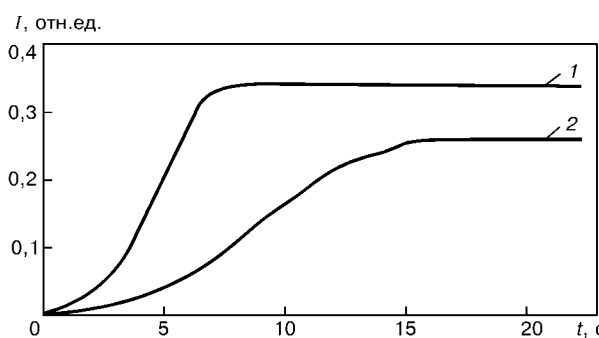


Рис. 7. Кривые обжига (обозн. поз. 1, 2 см. в тексте); I — интенсивность; t — длительность обжига

Проиллюстрируем использование этого режима на практике (рис. 7).

Кривая 1, соответствующая хрому, максимума и стабильности интенсивности достигает при $t = 9$ с; кривая 2 (кремний) — при $t = 17$ с.

Таким образом, модернизация фотоэлектрических спектрометров выпуска 1970–1990-х гг. с заменой системы фотоэлектронной регистрации малогабаритным электронно-регистрирующим устройством на базе одноплатного контроллера КМС с обслуживанием IBM совместимым ПК позволяет значительно облегчить управление процессом спектрального анализа, повысить его оперативность. Благодаря компьютерной обработке данных фактически удастся избавиться от субъективного фактора при аппроксимации экспериментальных данных, устранить негативное тепловое влияние системы регистрации на оптические системы спектрометров, сократить энергетические затраты. Это позволяет значительно увеличить объемы спектральных исследований с одновременным повышением уровня их выполнения. Точность и стабильность измерений будут соответствовать международным стандартам.

Дополнительным преимуществом при проведении модернизации для украинских предприятий является наличие квалифицированных специалистов в фирме «Блик» (Запорожье). Стоимость модернизации составит всего несколько десятков тысяч гривен.

Ин-т электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины, Киев

Поступила 31.03.2005



ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ ЭЛЕКТРОКАЛЬЦИНАТОРОВ ПРОМЫШЛЕННОГО ПРЕДПРИЯТИЯ ОАО «УКРАИНСКИЙ ГРАФИТ»

Б. Ф. Петров, С. В. Кутузов, О. Ю. Уразлина, В. В. Быковец

Рассмотрены физические процессы, происходящие в промышленной печи (электрокальцинаторе), предназначенной для получения на основе антрацитов углеродистого материала с определенными электрическими свойствами. Приведены результаты прямых экспериментальных исследований, описаны недостатки существующей конструкции печи, обоснованы ее конструктивные изменения.

Physical processes proceeding in an industrial furnace (calcinator) designed for producing carbon-graphite materials, based on anthracite, with definite electrical properties are considered. Results of direct experimental investigations are given, drawbacks of existing design of the furnace are described and its design changes are proved.

Ключевые слова: антрацит; прокаливание; электрокальцинатор; электротермоантрацит; удельное электрическое сопротивление

Продукция электродного завода состоит, как правило, из трех групп: графитированные изделия, угольные изделия и углеродные товарные массы.

В группу угольных изделий входят подовые и боковые блоки алюминиевых электролизеров, выпуск которых на предприятии наибольший. Сравнительно большой объем в производстве угольных изделий занимают блоки для футеровки лещади и стенок горна доменных печей. Изготавливают также угольные электроды для сталеплавильных печей малой емкости и печей по производству кристаллического кремния.

Товарные углеродные массы выпускают для последующего использования в качестве самоспекающихся электродов Содерберга в ферросплавных печах, печах для производства карбида кальция, плавящихся абразивов и т. п.

Основным компонентом угольной продукции электродных заводов и углеродных масс является термоантрацит. Например, в шихте подовых блоков алюминиевых электролизеров содержание термоантрацита достигает 60, а иногда и 70 %.

Главное технологическое требование, предъявляемое к этому материалу, — низкое удельное электрическое сопротивление. Достичь высокой электропроводности антрацита можно только путем его прокаливания, разумеется, без доступа воздуха и при высоких температурах. По аналогии с обжигом известняка, эта процедура получила название кальцинации.

В первой половине прошлого столетия обжиг антрацита осуществляли в шахтных и барабанных печах с газовым обогревом [1]. Однако при этом из-за сравнительно низкой температуры (1573... 1673 К), достигаемой в таких печах, удавалось снизить

удельное электросопротивление антрацита лишь до 1000 мкОм·м.

В последней четверти прошлого столетия в результате интенсивных поисковых работ норвежской фирмы «Элкем» появились шахтные электрические печи для кальцинации антрацита. Максимальная температура нагрева угля в них превышает 2273 К, а степень графитации антрацита достигает 20... 30 %. Благодаря столь высокому значению температуры товарный электротермоантрацит из этих печей имеет весьма низкое удельное электросопротивление — примерно 250 мкОм·м [2].

По химическому возрасту антрацит является самым старым из каменных углей. Его залежи отличаются большой неоднородностью свойств. Добытый уголь из разных шахт или даже из одной, но разных лав, отличается степенью метаморфизма, дисперсностью и слоистостью структуры, что в дальнейшем определяет его годность к переделу в электротермоантрацит.

Антрацит относится к углям высокой плотности, его истинная (пикнометрическая) плотность, достигает 1,70... 1,80 г/см³ [3]. Для сравнения, самая высокая рентгеновская плотность графита составляет 2,265 г/см³, а у графитированных электродов так называемой высокой плотности она равна 2,20... 2,22 г/см³.

Антрацит представляет собой твердый углерод с аморфным строением. Кристаллографически он состоит из весьма мелких кристалликов, именуемых карбоидами, т. е. продуктов разрушения ароматической структуры органических веществ, из которых произошел антрацит [4]. Указанные кристаллики имеют структуру, близкую к таковой графита. Средние размеры кристалликов графита по оси *c* графитного гексагона составляют 1,1... 1,6, а по оси *a* — 1,8... 3,2 нм. Те же параметры у ацетиленовой

сажи равны 1,5 и 2,0 нм. Карбониды обычно складываются в более крупные сферолиты, размер которых достигает 600 нм, а те в свою очередь в цепочки и хлопья — структуры высшего порядка, которые при нагревании (от 1800 и особенно при 2200 °С) довольно быстро, хотя и в две стадии, превращаются в графит [5].

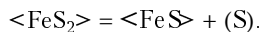
В антраците, как и в любом каменном угле, можно выделить органическую часть, представленную преимущественно углеродом (в расчете на сухую массу он составляет 93,5... 97,0 %) и примеси в виде кислорода, азота, золы, влаги, серы. Кроме того, в антраците обнаруживают углеводороды, которые при нагревании разрушаются и улетучиваются чаще всего в виде водорода и метана. Летучих составляющих в антраците сравнительно мало, всего 2... 8 %.

Состав отходящих технологических газов электрокальцинатора обычно представляет собой 10... 12 % H_2 , 5... 7 % CO , 0,2... 0,4 % CH_4 , 9... 10 % CO_2 .

Антрациты малозольные угли. Согласно ГОСТ 28986–91, в обогащенном антраците Донецкого угольного бассейна, предназначенном для производства угольных электродов, массовая доля золы не должна превышать 5, а серы — 2 %.

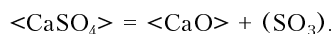
Зола антрацита состоит главным образом из оксидов железа, кремния и алюминия. Сера присутствует в виде дисульфида железа, сульфата кальция и серы, связанной с органической основой антрацита.

При нагревании из угля удаляется органическая и сульфидная сера. Дисульфид железа FeS_2 уже при 673 К начинает разлагаться путем отщепления одного атома серы от дисульфида:



Если эта реакция протекает в присутствии кислорода или серного ангидрида SO_3 , который здесь выступает как окислитель, то элементарная и органическая сера окисляется до SO_2 .

Сульфат кальция при нагреве диссоциирует по следующей реакции:



Серный ангидрид SO_3 начиная от 1273 К разлагается, и при 1573 К этот процесс полностью завершается. При прокалке антрацита в электрическом кальцинаторе серный ангидрид в газовой фазе отсутствует, зафиксирован лишь ангидрид сернистой кислоты SO_2 и (редко) лиственный водород H_2S .

При кальцинации антрацита в электропечи происходит глубокая очистка угля от серы. Содержание серы в термоантраците обычно уменьшается до 0,13, чаще — до 0,09... 0,11 %. Эта сера в термоантраците присутствует в виде моносulfида железа FeS .

Конструкция печей не отличается от обычных шахтных агрегатов какими-либо оригинальными конструкторскими решениями (рис. 1). Обычно это верхний 1 и нижний 5 электроды на вертикальной оси печи, футерованная цилиндрическая шахта 3, фактически открытый колошник печи с трубой, отводящей газы сухой перегонки угля 2. Более или менее оригинальным выглядит герметизированное нижнее устройство 6 для выгрузки из печи готового термоантрацита. Дробленый антрацит определенного фракционного состава располагается в печи в

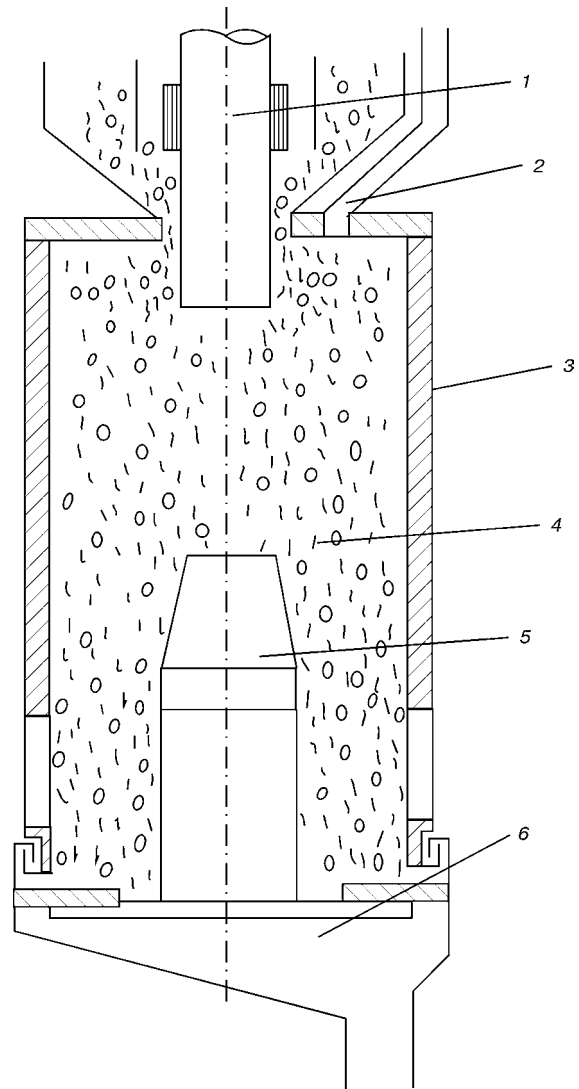


Рис. 1. Схема электрокальцинатора (обозн. поз. 1–6 см. в тексте)

виде столба шихты 4, в которую заглублены верхний и нижний электроды.

Каждая печь оснащена мощным трансформатором ЭОДЦНШМ-4000/10 с секционированной первичной обмоткой. Рабочий ток печи составляет 12... 15, максимальный — 20 кА; напряжение на электродах — 52... 60 В. Установленная мощность печи достигает 1600 кВт·А.

Печь работает в дискретном режиме подачи «сырого» антрацита на колошник печи и выгрузки такого же количества готового термоантрацита через специальное устройство в донной части печи. Кроме электрического тока, подаваемого в печь, производительность (масса порции угля и интервал времени между грузовыми операциями) также является технологическим параметром регулирования «хода» печи [6, 7].

Электрический ток, проходя через электропроводный столб шихты, находящийся в межэлектродном пространстве, должен нагревать уголь. При этом из угля выделяется влага, летучие газовые примеси, сера, которые, устремляясь к колошнику печи, нагревают лежащие выше слои угля. Структура антрацита при этом уплотняется, повышается его твердость и (самое главное) возрастает электропроводность.

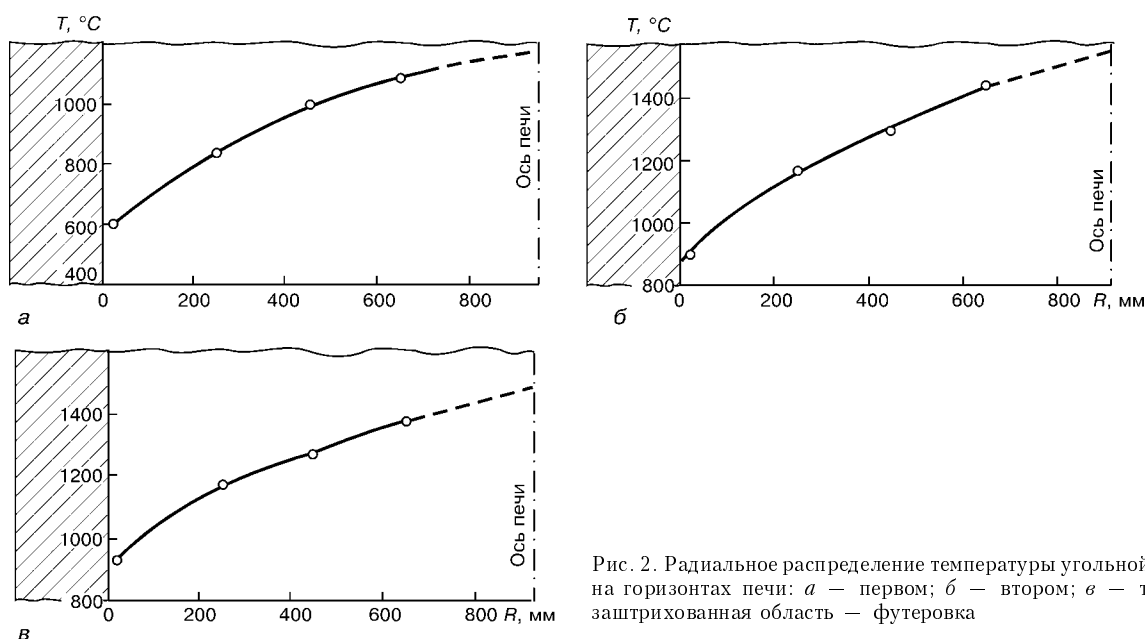


Рис. 2. Радиальное распределение температуры угольной шихты на горизонтах печи: а — первом; б — втором; в — третьем; заштрихованная область — футеровка

Поступающий на обработку «сырой» антрацит не является электропроводным материалом. Его удельное электрическое сопротивление (УЭС) имеет очень высокие значения — $1 \cdot 10^6 \dots 1 \cdot 10^{10}$ мкОм·м. По сути, это электроизолятор, а не проводник. Поэтому после капитального ремонта первые включения печи выполняются при загрузке готового, полученного ранее в этой же печи, а не «сырого» антрацита.

В установившемся режиме работы печи нагрев угля осуществляется следующим образом. Поступившая на колошник свежая порция угля в неэлектропроводном состоянии нагревается горячими газами возгонки угля. При этом значение УЭС угля падает очень быстро. Зависимость УЭС сырого антрацита от температуры экспоненциальная. Опускаясь с шихтой, порция угля нагревается. По достижении температуры, при которой шихта сможет (хотя и слабо) проводить электрический ток, порция угля включается в общий процесс прямого электрического нагрева.

С этого момента ее следует рассматривать как полупродукт термоантрацита, а не «сырой» уголь. Темп падения уровня УЭС этого угля с повышением температуры теперь изменится. Вместо экспоненциального он станет линейным, но по мере нагревания уголь повышает свою электропроводность. Отмеченное представляется очень важным с точки зрения организации печных процессов. Без этого явления вряд ли происходило бы столь значительное изменение электрических свойств антрацита.

Если проанализировать распределение температуры по поперечному сечению угольного столба шахты печи, то, разумеется, наиболее высокое ее значение будет зафиксировано в центральной зоне печи, из которой теплота в результате теплопроводности сыпучей угольной шихты распространяется к стенкам печи. Таким образом, в шахте печи установится стационарное температурное поле, через которое сверху вниз проходит поток угля со средней линейной скоростью $4,5 \dots 8,5$ мм/мин. Причем вертикальный поток угля перемещается без горизонтального смещения. Таким образом, антрацит, про-

ходящий через центральную зону печи, нагревается до более высокой температуры, чем уголь в периферийных участках печи. Следовательно, антрацит из центральной зоны подвергнется более глубокому прокаливанию и поэтому будет иметь меньшее значение УЭС. Качество угля, прошедшего через более холодную зону печи, будет существенно ниже, значение его УЭС будет более высоким.

Анализ работы электрокальцинатора показал, что в самой конструкции печи изначально заложена возможность получения термоантрацита неоднородного качества. С целью повышения стабильности его качества в 2000 г. в ОАО «Украинский графит» были начаты работы по совершенствованию технологии производства электротермоантрацита и конструкции печи.

На первом этапе определены и проанализированы тепловые и электрические условия работы кальцинатора как электрического агрегата прямого нагрева. С помощью термодатчиков измерено радиальное распределение температуры на трех горизонтах печи.

Цель данного исследования заключалась в определении очага нагрева антрацита при принятых режимах прокаливания.

С учетом того, что под нижним торцом верхнего электрода в центре печи при диаметре электрода 500 мм возникает конус пустоты высотой 430 мм, первый горизонт измерений располагали на уровне 500 мм ниже указанного торца. Этот уровень был точкой отсчета для остальных двух горизонтов. Вторым горизонтом устанавливали на 500 мм, третий — на 1100 мм ниже первого.

Результаты экспериментальных измерений представлены на рис. 2.

Анализ данных измерений показал, что при линеизации графиков зависимости на первом горизонте темп уменьшения температуры от центра к периферии составлял $6,3$, на втором — $7,2$, а на третьем — $6,2$ град/см. Следовательно, наибольшая интенсивность теплового потока из центра печи к стенке шахты зафиксирована на втором горизонте измерений. С учетом усредненной линейной скорости

перемещения угля по вертикали можно легко определить среднюю скорость нагревания угля.

Так, на пути движения угля от торца верхнего электрода до первого горизонта скорость нагрева составляла 12,2, а между первым и вторым горизонтами — 5,5 град/мин. Судя по температуре на оси печи, антрацит вначале нагревается по мере опускания: на первом горизонте до 1443 К, на втором — до 1823 К. Затем антрацит слегка остывает. На третьем горизонте его температура достигала 1743 К.

Анализ приведенной информации показал, что при указанных режимах работы печи антрацит наиболее интенсивно нагревается в зоне, расположенной под верхним электродом. При опускании ниже первого горизонта антрацит продолжает нагреваться, но со значительно меньшей интенсивностью, после этого уголь остывает.

Второй этап экспериментов проведен на физической модели печи. Исследовали распределение плотности электрического тока по вертикальному и радиальному сечениям печной шахты. Плотность тока и одновременно локальную электропроводность угольной шихты изучали по методике, изложенной в работе [8].

На рис. 3 представлено распределение плотности тока на трех горизонтах термоантрацитовых шихты в модели. На верхнем горизонте, располагающемся на 80 мм ниже торца верхнего электрода из-за близости к электроду обнаружена самая высокая плотность тока (до 1,24 А/см²). На этом же горизонте под электродом плотность тока в слое угля достигала лишь 0,37 А/см², поскольку ток с торца электрода в шихту не поступает из-за отсутствия прямого контакта электрод-шихта, а в 20 мм от футеровки плотность тока не превышала 0,26 А/см². На нижнем горизонте у нижнего электрода плотность тока составляла 1,10 А/см². Как и следовало ожидать, плотность тока на всех уровнях у стенки модели ниже, чем в центральных участках, что объясняется меньшей электропроводностью угля из-за его остывания у стенок.

Большой интерес представляют данные измерений удельного электросопротивления термоантрацитовых шихты непосредственно в печи, т. е. в условиях существующего фракционного состава, температуры и локального давления лежащих выше слоев шихты. На уровне верхнего горизонта зафиксировано довольно высокое значение УЭС и существенная неоднородность шихты. Среднее арифметическое значение УЭС из пяти определений, выполненных равномерно по радиусу, составляет (6700 ± 2700) мкОм·м, что свидетельствует о колебаниях локальных значений УЭС до 40 %.

Измерения, выполненные на горизонте нижнего электрода, показали, во-первых, что за счет возросшего давления столба угля в нижней части шахты опытной модели зафиксированы более низкие значения УЭС — (2300 ± 300) мкОм·м, а во-вторых, что в этой части столба электрические свойства шихты более однородны (колебания локальных значений УЭС не выходят за пределы 13 %).

Все приведенные экспериментальные данные дают основание утверждать, что с прогревом шихты, когда температурное поле в печи становится более однородным, выравнивается и распределение элект-

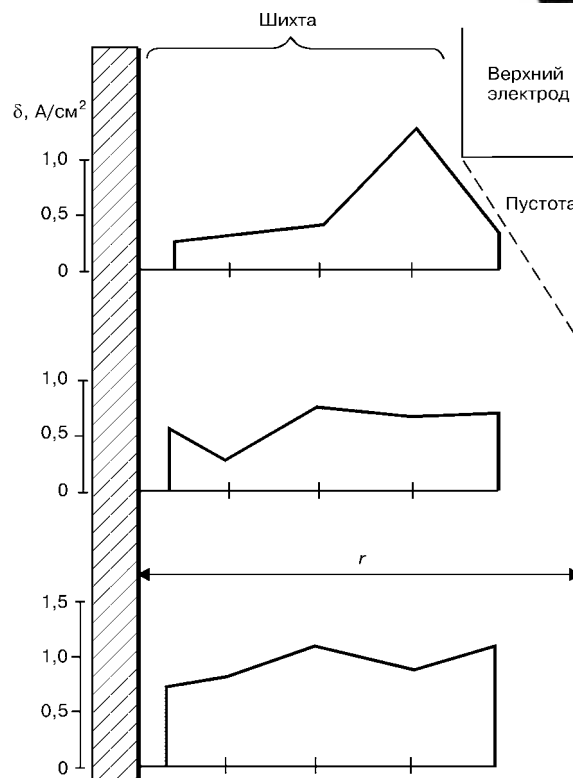


Рис. 3. Радиальное распределение плотности тока в физической модели печи

рического поля по радиальному сечению шахты печи. А поскольку шахта печи осесимметрична, то результаты радиальных замеров можно распространить и на диаметрально сечение печи, а также утверждать о достижении углем на выходе из печи если не полного, то весьма близкого к тепловому, равновесия.

Таким образом, в результате экспериментов на натурной печи и ее физической модели определена жесткая технологическая связь теплового и электрического полей обрабатываемого угля.

Сыпучая шихта электропроводящего угля нагревается путем выделения теплоты в местах контакта между отдельными кусками угля, т. е. в результате контактного нагрева. Обычно контактное сопротивление двух электропроводных соприкасающихся твердых тел складывается из сопротивления стягивания электросиловых линий в пятне реального контакта и сопротивления адгезионных пленок на контактной поверхности. В нашем случае, у термоантрацита, нагретого до нескольких сотен градусов, адсорбционные пленки исчезнут, останется только сопротивление стягивания.

В свое время Р. Хольм показал, что контактное пятно и прилегающий к нему материал контакта, особенно если область стягивания электросиловых линий существенно распространяется от пятна вглубь электропроводного материала, в процессе работы существенно перегреваются [9]. Температура перегрева контакта θ определяется контактным электрическим напряжением U , удельными теплопроводностью λ и электропроводностью ρ материала контакта. Экспериментальное определение λ представляет определенные трудности, поэтому предпочтительнее при аналитическом решении θ использовать число Лоренца L .

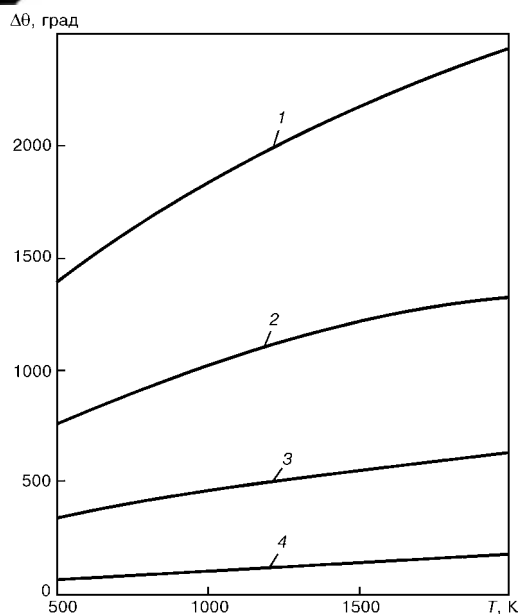


Рис. 4. Зависимость температуры перегрева контактов термоантрацита от температуры материала контакта и катодного падения напряжения, В: 1 — 2,0; 2 — 1,5; 3 — 1,0; 4 — 0,5

Углеродные материалы, в частности термоантрацит, как и металлы, характеризуются довольно устойчивым значением числа Лоренца L [10]. В связи с этим аналитическую зависимость можно представить таким образом:

$$\theta = \frac{1}{8} \frac{U^2}{LT}$$

Число Лоренца L для термоантрацита при 303 К по нашим расчетам, выполненным на основании экспериментальных данных [11], составляет $(1,107 \pm 0,109) \cdot 10^{-6} \text{ (В/К)}^2$. В отличие от графита, оно слабо зависит от температуры ($L = 0,00043 T^{-1,05}$). С учетом этого обстоятельства приведенное уравнение примет очень простой вид: $\theta = 290,7 U^2 T^{0,05}$.

Расчет значения перегрева мест контакта над температурой зерна термоантрацита выполнен нами и приведен на рис. 4, свидетельствующем о контактно-механизме нагрева сыпучего термоантрацита. Достаточно падения напряжения в 2 В на контакте зерен термоантрацита в верхней части столба шихты, где малое давление на контакты создают лежащие выше слои угля, чтобы при температуре 1000 К контакт перегрелся более чем на 1700 градусов, что повысит температуру места контакта в целом до 2800 К.

Экспериментальные исследования и анализ работы шахтного электрокальцинатора показали, что для повышения качества производимого в печи термоантрацита необходимо обязательно перемешивать угольную шихту и создать второй, управляемый, очаг нагрева угля. Достижение поставленных целей заключается в создании устройства, одновременно решающего эти задачи. На наш взгляд, такому требованию отвечает дроссель, устанавливаемый на пути движения угля в шахте печи. Материал дросселя, его конструктивные параметры, место установки и т. п. были определены в процессе работы на физической модели.

Установив в шахте печи дроссель, мы создали второй управляемый очаг нагрева термоантрацита и заставили весь уголь пройти через дроссель, основательно перемешав его.

Главными конструктивными параметрами дросселя являются диаметр его отверстия и длина цилиндрической части. Варьируя диаметр отверстия, можно регулировать процессы перемешивания угля, изменять плотность электросиловых линий в самом узком сечении столба шихты, и в результате — степень нагрева термоантрацита. С длиной цилиндрической части дросселя связано время пребывания угля во второй зоне нагрева. Посредством дросселя можно без ограничения повышать температуру нагрева угля. Однако высокий темп нагрева в дросселе может привести к излишнему растрескиванию и измельчению угля. Во избежание этого нежелательного явления выбирают оптимальный диаметр дросселя, а требуемой температуры нагрева термоантрацита достигают путем увеличения времени нагрева угля за счет удлинения цилиндрической части дросселя.

Таким образом, в результате кропотливой работы творческой бригады, состоящей из сотрудников Института электросварки им. Е. О. Патона и работников ОАО «Украинский графит» создан промышленный электрокальцинатор практически новой конструкции. Уже первые трехсуточные испытания электрокальцинатора с дросселем показали возможность экономии энергозатрат при производстве стандартного термоантрацита ($УЭС < 1000 \text{ мкОм}\cdot\text{м}$) более, чем в два раза. Дальнейшая работа бригады направлена на совершенствование конструкции дросселя.

1. Мирошниченко Г. К. Термическая обработка антрацита. — М.; Л.: Металлургиздат, 1941. — 208 с.
2. Пат. RU 2167377. МПК F 27 В1/09, F 27 D11/04. Способ и обжиговая печь для электрического обжига углеродсодержащего материала // И. А. Йохансен, А. Вагланн (НО). — Опубл. 20.05.2001; Бюл. № 14.
3. Розайлин М. И., Чалых Г. Ф. Справочник по углеграфитовым материалам. — Л.: Химия, 1974. — 207 с.
4. Веселовский В. С. Угольные и графитные конструкционные материалы. — М.: Наука, 1966. — 227 с.
5. Виргильев Ю. С., Пекаль Т. К. Стадии процесса графитации углеродных материалов // Неорганич. материалы. — 1976. — 12, № 10. — С. 1791–1795.
6. Солдатов А. И. Электрокальцинированный антрацит. Особенности его производства и применения: Автореф. ... канд. техн. наук. — Харьков, 1991. — 20 с.
7. Computer simulation of the anthracite calcining furnace // R. T. Rui, R. Hachette, G. Simard et al. // Light Metals. — 1999. — № 1. — P. 609–616.
8. Данцис Я. Б. Методика исследования удельного электрического сопротивления промежуток электрод-под в рудно-термической печи // Исследования в области химической электротермии: Тр. ЛенНИИгипрохима. — Л.: Энергия, 1960. — Вып. 11. — С. 48–56.
9. Хольм Р. Электрические контакты. — М.: ИЛ, 1961. — 464 с.
10. Лакомский В. И. Постоянная Лоренца углеродного материала катодных блоков алюминиевого электролизера // Пробл. спец. электрометаллургии, 1998. — № 3. — С. 57–62.
11. Dumes D., Lacroix P. High temperature measurements of electrical resistivity and thermal conductivity on carbon materials used in aluminium smelter // Light Metals. — 1994. — P. 751–760.

ОАО «Украинский графит», Запорожье

Поступила 04.04.2005



УДК 669.187.004.18

О ТЕХНИКО-КОММЕРЧЕСКОЙ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА И ПРИМЕНЕНИЯ БИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ АРМАТУРЫ*

В. В. Жуков, И. В. Ус

Сделана попытка оценить эффективность применения биметаллической арматурной стали в ответственных железобетонных конструкциях. Показано, что эффективность ее применения связана с сокращением продолжительности ремонтов железобетонных сооружений.

Attempts were made to evaluate the effectiveness of application of bimetal reinforcing steel in critical ferroconcrete structures. It is shown that effectiveness of its application is connected with a reduction in repair works of ferroconcrete constructions.

Ключевые слова: арматурная сталь; биметаллы; электрошлаковая наплавка

Проблемы долговечности ответственных железобетонных сооружений, например мостов, имеют разноплановый характер и связаны, в частности, с разрушением железобетонных элементов из-за коррозии арматурной стали.

Существуют различные способы предотвращения коррозии (нанесение защитных покрытий, электрохимическая защита и пр.) [1], применение которых в той или иной мере позволяет продлить срок эксплуатации железобетонных строений. Их использование, однако, связано с определенными сложностями и прежде всего со спецификой каждого способа.

За последнее время в мире возрос интерес к применению арматуры из нержавеющей стали. В Европе и Северной Америке существуют 11 фирм, занимающихся ее изготовлением и реализацией («Tell Steel», Long Beach, California, USA; «Dunkirk Specialty Steel Inc.», Dunkirk, New York, USA; «Acciaierie Valbruna Spa», Vicenza, Italy; «Valbruna Canada Ltd.», Milton, Ontario, Canada; «Outokumpu Stainless Ltd.», Sheffield, UK; «Denman & Davis Slatersville», Rhode Island, USA; «Talley Metals», A Carpenter Company Hartsville, SC, USA; «Cogne Acciai Speciali Spa», Aosta, Italy; «Salit Specialty

Rebar», Niagara Falls, N.Y. U.S.A., Niagara Falls, ON, Canada; «Firth Rixson», Ecclesfield, Sheffield, England; «Ugitech Groupe Arcelor», Ugine, France). Сотрудники фирм-производителей полагают, что строение, возведенное с применением нержавеющей арматуры, способно простоять 75 лет. Судя по публикациям, такой вид арматуры уже включен в систему стандартов США (ASTM A-955M) [2].

Изготовление арматурного профиля полностью из нержавеющей стали стоит очень дорого (табл. 1) [3], что обусловлено большой стоимостью материалов.

В большинстве случаев, когда от изделия требуется коррозионная стойкость, нет необходимости изготавливать его целиком из нержавеющей сплава. Достаточно защитить рабочую поверхность от контакта с коррозионной средой тонким коррозионно-стойким слоем. Поэтому в последнее время в США реализована идея получения и применения биметаллической арматурной стали, срок службы которой представлен в табл. 1 [3].

Пионером в изготовлении биметаллической арматуры стала американская фирма «Stelax», а сама биметаллическая арматура названа Nuovinox®.

По данным фирмы «Stelax», биметаллическая арматура Nuovinox® имеет толщину защитного слоя 0,8...1,0 мм. Для прутка диаметром 16 мм со слоем коррозионно-стойкой стали 1 мм соотношение массы нержавеющей стали/обычная сталь составляет

* Работа выполнена под руководством д-ра техн. наук Л. Б. Медовара.



Таблица 1

Тип арматурного профиля	Соотношение стоимости	Средний срок службы конструкции до первого ремонта, лет
Углеродистая сталь	1,0	8–20
Пруток углеродистой стали, покрытый эпоксидной смолой	1,5	13–25
Профиль, покрытый тонким слоем из нержавеющей стали	3,0	75
Профиль из нержавеющей стали	6,5	75

около 0,25/0,75. В табл. 2 представлены результаты расчета стоимости биметаллической арматуры при разных соотношениях нержавеющей стали и обычной в общей массе биметаллической арматурной стали.

Данные табл. 1 и 2 отличаются. Вероятно, эта разница обусловлена затратами на изготовление композитного изделия и связана с технологией производства.

Следует отметить, что при производстве биметаллических полуфабрикатов (листов, сортового проката, труб, различного рода профильного проката и т. п.) опробованы различные технологические процессы, привлечены все способы обработки давлением, литейные технологии, электродуговая и электрошлаковая наплавка, сварка взрывом, электронно-лучевая технология, электрохимические способы, плазменное и другие способы напыления.

Особое место среди многочисленных процессов получения различных видов биметаллов и биметаллических изделий занимают способы, основанные на электрошлаковых технологиях, применение которых обеспечивает надежное соединение плакирующего и основного слоев [4], что особенно важно для биметаллической арматуры. Поэтому в ИЭС им. Е. О. Патона возникла идея применения электрошлаковой наплавки жидким металлом для получения такой арматурной стали.

В настоящей работе на основании предположения о технической целесообразности и возможности применения электрошлаковой наплавки для получения биметаллических заготовок под прокатку биметаллической арматурной стали сделана попытка спрогнозировать экономическую эффективность создания и использования такой арматуры, получаемой в результате сокращения продолжительности ремонтов железобетонных сооружений и связанных с этим потерь.

Еще одним аргументом в пользу создания указанной технологии является декларируемый новым правительством курс на Европу и присоединение Украины ко Всемирной торговой организации (ВТО) уже осенью 2005 г. Это означает, что вероятность введения на территории нашей страны европейских и мировых стандартов качества весьма

Таблица 2

Сталь, %		Относительная стоимость 1 т обычной арматуры, усл. ед.
нержавеющая	арматурная	
0,00	1,00	1,00
0,20	0,80	2,10
0,25	0,75	2,375
0,30	0,70	2,61
0,40	0,60	3,20
0,50	0,50	3,75

высока. Напомним, что установление единой системы стандартизации является одним из основных условий ВТО. С учетом факта использования биметаллической арматуры в странах Европы не исключено, что она войдет в упомянутый стандарт качества.

Поэтому отсутствие навыков изготовления и применения биметаллической арматуры приведет к ослаблению конкурентоспособности наших металлургических заводов, производящих арматуру.

Реализация проекта создания производства отечественной биметаллической арматурной стали связана с наличием двух видов рисков.

Рассмотрим основанный на вероятностно-статистическом моделировании подход к оценке инновационных рисков, рекомендуемый Институтом высоких статистических технологий и эконометрики.

Модель инновационного проекта. Начнем с выделения основных факторов, определяющих риски реализации инновационного проекта (риск разработки и риск внедрения).

Основная формула математической модели расчета рисков реализации инновационной модели имеет следующий вид:

$$P = P_1 P_2,$$

где P — вероятность полного успеха, т. е. результата, при котором ни один из перечисленных факторов риска не окажет существенного негативного влияния на реализацию проекта; P_1 — вероятность того, что риски, связанные с разработкой, не помешают выполнению инновационного проекта (следовательно, риск оценивается величиной $1 - P_1$); P_2 — вероятность того, что риски, связанные с внедрением, не помешают выполнению инновационного проекта ($1 - P_2$ — риск внедрения).

Следующим шагом будет оценка двух указанных вероятностей. Приблизим их с помощью линейных функций, т. е. представим в виде

$$P_n = 1 - A_{1n}X_{1n} - A_{2n}X_{2n},$$

где n — индекс, принимающий одно из значений (1 или 2); X_{1n}, X_{2n} — факторы (переменные), используемые при вычислении оценки риска типа n ; A_{1n}, A_{2n} — коэффициенты весомости (важности) этих факторов.



Значения факторов X_{1n} , X_{2n} , как и коэффициентов весовости A_{1n} , A_{2n} , оцениваем для каждого конкретного инновационного риска.

Оценка фактора X_{mn} по качественной шкале:

0 — практически невозможное событие;

1 — крайне маловероятное событие;

2 — маловероятное событие;

3 — событие с вероятностью, которой нельзя пренебречь;

4 — достаточно вероятное событие;

5 — событие с заметной вероятностью.

Поскольку максимально возможный балл составляет 5, то сумма всех весовых коэффициентов выбиралась как $1/5 = 0,2$. Таким образом, если по всем факторам (переменным) выставлены максимальные баллы, то соответствующая вероятность оценивается как 0, т. е. выполнение инновационного проекта признается невозможным.

Для упрощения описания переменные X_{m1} будем ниже обозначать как X_m , переменные X_{m2} — как Y_m .

Риск разработки. Начнем с оценивания P_1 — вероятности того, что ситуация внутри коллектива исполнителей не помешает выполнению инновационного проекта. Введем следующие переменные:

X_1 — на выполнении инновационного проекта скажется отсутствие необходимых технологий;

X_2 — на выполнении работы скажется отсутствие необходимой аппаратуры;

X_3 — на выполнении работы скажется отсутствие достаточного количества сырья.

Экспертный опрос дал следующие значения коэффициентов:

$A_1 = 0,05$; $A_2 = 0,05$; $A_3 = 0,1$.

Пример 1. Если итоговая оценка экспертов $X_1 = 1$; $X_2 = 1$; $X_3 = 1$, то $P_1 = 1 - A_1X_1 - A_2X_2 - A_3X_3 = 1 - 0,05 - 0,05 - 0,1 = 1 - 0,2 = 0,8$.

Таким образом, в данном случае вероятность успеха составляет 80 %.

Риск внедрения. Для оценивания P_2 введем следующие переменные:

Y_1 — на возможности выполнения инновационного проекта скажется отсутствие поставки технологии на конвейер;

Y_2 — на возможности выполнения инновационного проекта скажется несовместимость с железобетонными конструкциями;

Y_3 — на возможности выполнения инновационного проекта скажется отсутствие спроса на данную продукцию.

Пример 2. Если итоговые (групповые) оценки экспертов $Y_1 = 1$; $Y_2 = 1$; $Y_3 = 1$, а коэффициенты весовости $A_1 = 0,05$; $A_2 = 0,05$; $A_3 = 0,1$, то $P_2 = 1 -$

$- A_1Y_1 - A_2Y_2 - A_3Y_3 = 1 - 0,05 - 0,05 - 0,1 = 0,80$. Таким образом, вероятность успеха составляет 80 %.

Итоговые оценки. Сведем вместе полученные результаты. Вероятность успешного выполнения инновационного проекта с учетом рисков, связанных с разработкой и внедрением, оценивается по формуле

$$P = P_1P_2,$$

где $P_1 = 1 - 0,05X_1 - 0,05X_2 - 0,1X_3$; $P_2 = 1 - 0,05Y_1 - 0,05Y_2 - 0,1Y_3$; $P = 0,8 \times 0,8 = 0,64$.

Таким образом, вероятность успеха с учетом рисков, связанных с разработкой и внедрением продукции, составляет 64 %. Проанализировав риски, проведем сравнительный анализ затрат на изготовление и ремонт железобетонных конструкций. Рассмотрим три варианта возведения строений: с обычной арматурой; биметаллической и из нержавеющей стали.

$$E_1 = X + Y + 3Z;$$

$$E_2 = X + 3Y + Z;$$

$$E_3 = X + 6,5Y + Z,$$

где E_1 , E_2 , E_3 — затраты на строительство и ремонт железобетонной конструкции; X — затраты на строительство железобетонной конструкции; Y — стоимость арматуры; Z — затраты на ремонт железобетонных конструкций и связанные с ним издержки (потери от простоя путепроводов и т. п.).

Несомненно, что без учета фактора Z будет $E_3 > E_2 > E_1$. Однако наиболее весомым фактором является именно Z . Таким образом, можно сделать вывод о том, что $E_1 > E_3 > E_2$.

Итак, возведение конструкций с применением биметаллической арматуры является более дешевым, чем с обычной или нержавеющей. Безусловно, не стоит ожидать позитивных результатов в ближайшее время, однако в перспективе они очевидны.

1. Коррозия и защита конструкционных материалов: Сб. ст. / Под ред. Н. Д. Томашева. — М.: Машгиз, 1961. — 261 с.
2. <http://www.dunkirkspecialtysteel.com/>
3. <http://www.stelax.com/>
4. О перспективах производства биметалла с применением электрошлакового процесса / Б. Е. Патон, Л. Б. Медовар, В. Я. Саенко // Соврем. электрометаллургия. — 2004. — № 4. — С. 5–9.
5. Орлов А. И. Эконометрика: Учеб. для вузов. — М.: Экзамен, 2003. — 576 с.

Ин-т электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины, Киев

Ин-т мировой экономики и международных отношений

НАН Украины, Киев

Поступила 19.04.2005



МГУ им. М. В. ЛОМОНОСОВА — 250 лет

25 января 2005 г. исполнилось 250 лет крупнейшему учебному заведению России — Московскому государственному университету им. М. В. Ломоносова, который по праву считается старейшим. Он основан указом императрицы Елизаветы Петровны от 12 января 1755 года (25 января по новому стилю).

МГУ является особо ценным объектом культурного наследия народов России. Он осуществляет подготовку студентов по 27 направлениям и 57 специальностям, а также аспирантов и докторантов по 168 научным специальностям, охватывающим практически весь спектр современного университетского образования. В настоящее время в МГУ обучается более 40 тысяч студентов, аспирантов, докторантов, специалистов в системе повышения квалификации. Кроме того, при МГУ занимаются около 10 тыс. школьников.

МГУ — ведущий научный центр России, в составе которого сформировались крупные научные школы, работают Нобелевские лауреаты, лауреаты Ленинской премии, государственных премий СССР и России. Ученым МГУ принадлежат 12 % всех открытий, зарегистрированных в бывшем СССР. Их труд отмечен 60 Ленинскими премиями, 120 Государственными премиями СССР. За последние 10 лет более 40 работ ученых МГУ удостоены Государственной премии Российской Федерации. Только в подписанном недавно Президентом РФ указе из 29 работ, отмеченных Государственными премиями за последний год, шесть выполнены учеными Московского университета.

В структуру МГУ входят 29 факультетов, 15 научно-исследовательских институтов, 4 музея, более 350 кафедр, научный парк, ботанический сад, научная библиотека, имеющая фонд в 9 млн томов, издательство, типография, культурный центр, школа-интернат, в которой обучаются около 300 талантливых ребят со всей России.

В последние годы университет осуществил ряд новых программ. Открыто 9 новых факультетов; создано 47 кафедр и 22 научные лаборатории; введено более 200 новых учебных планов и учебных программ, начаты научные исследования по 30 новым междисциплинарным программам. В числе новых подразделений — факультет наук о материалах (ФНМ), созданный в 1991 г. на основании совместного постановления Государственного комитета СССР по народному образованию и Президиума АН СССР. Необходимость такого факультета в классическом университете была продиктована насущными потребностями быстро развивающейся науки и техники на рубеже XXI в., особенно в областях, находящихся «на стыке» различных наук. ФНМ является междисциплинарным факультетом, предназначенным для формирования специалистов, подготовленных с целью проведения исследований в смежных областях химии, физики и механики материалов, для воспитания элитарных материа-



ловедов-исследователей, приобретших за годы обучения как хорошие навыки экспериментальной работы, так и усиленную общенаучную подготовку. Бессменным деканом ФНМ является академик РАН Ю. Д. Третьяков.

Юбилей МГУ отмечен с большим размахом. Поздравить коллектив университета приехало много гостей: более 100 делегаций из разных университетов мира, свыше 300 зарубежных участников конференции, почти 400 ректоров университетов России. Юбилейные мероприятия включали расширенное заседание Ученого совета МГУ 20 декабря 2004 года, запуск спутника «Татьяна» 20 января 2005 года, юбилейные торжества в Кремлевском Дворце 25 января и многое другое. 24 января в МГУ прошла международная конференция «250 лет Московскому государственному университету им. М. В. Ломоносова», на которой присутствовали ректоры из зарубежных стран, нобелевские лауреаты, ректоры российских вузов и президент Республики Киргизия А. А. Акаев. 25 января, в Татьянин день, состоялось вручение главного подарка университету к юбилею — открытие фундаментальной библиотеки Московского государственного университета. На открытие библиотеки, которую ректор МГУ В. А. Садовничий называет «интеллектуальным центром», приехал президент РФ В. Путин.

Поздравить коллектив Московского университета прибыл президент Национальной академии наук Украины, президент Международной ассоциации академий наук Б. Е. Патон. Он пожелал МГУ дальнейшего процветания и вручил В. А. Садовничему медаль от Международной ассоциации академий наук. В свою очередь В. А. Садовничий объявил о решении Ученого совета университета присвоить Б. Е. Патону звание Почетного доктора МГУ им. М. В. Ломоносова.



МГУ им. М. В. ЛОМОНОСОВА — 250 лет

25 января 2005 г. исполнилось 250 лет крупнейшему учебному заведению России — Московскому государственному университету им. М. В. Ломоносова, который по праву считается старейшим. Он основан указом императрицы Елизаветы Петровны от 12 января 1755 года (25 января по новому стилю).

МГУ является особо ценным объектом культурного наследия народов России. Он осуществляет подготовку студентов по 27 направлениям и 57 специальностям, а также аспирантов и докторантов по 168 научным специальностям, охватывающим практически весь спектр современного университетского образования. В настоящее время в МГУ обучается более 40 тысяч студентов, аспирантов, докторантов, специалистов в системе повышения квалификации. Кроме того, при МГУ занимаются около 10 тыс. школьников.

МГУ — ведущий научный центр России, в составе которого сформировались крупные научные школы, работают Нобелевские лауреаты, лауреаты Ленинской премии, государственных премий СССР и России. Ученым МГУ принадлежат 12 % всех открытий, зарегистрированных в бывшем СССР. Их труд отмечен 60 Ленинскими премиями, 120 Государственными премиями СССР. За последние 10 лет более 40 работ ученых МГУ удостоены Государственной премии Российской Федерации. Только в подписанном недавно Президентом РФ указе из 29 работ, отмеченных Государственными премиями за последний год, шесть выполнены учеными Московского университета.

В структуру МГУ входят 29 факультетов, 15 научно-исследовательских институтов, 4 музея, более 350 кафедр, научный парк, ботанический сад, научная библиотека, имеющая фонд в 9 млн томов, издательство, типография, культурный центр, школа-интернат, в которой обучаются около 300 талантливых ребят со всей России.

В последние годы университет осуществил ряд новых программ. Открыто 9 новых факультетов; создано 47 кафедр и 22 научные лаборатории; введено более 200 новых учебных планов и учебных программ, начаты научные исследования по 30 новым междисциплинарным программам. В числе новых подразделений — факультет наук о материалах (ФНМ), созданный в 1991 г. на основании совместного постановления Государственного комитета СССР по народному образованию и Президиума АН СССР. Необходимость такого факультета в классическом университете была продиктована насущными потребностями быстро развивающейся науки и техники на рубеже XXI в., особенно в областях, находящихся «на стыке» различных наук. ФНМ является междисциплинарным факультетом, предназначенным для формирования специалистов, подготовленных с целью проведения исследований в смежных областях химии, физики и механики материалов, для воспитания элитарных материа-



ловедов-исследователей, приобретших за годы обучения как хорошие навыки экспериментальной работы, так и усиленную общенаучную подготовку. Бессменным деканом ФНМ является академик РАН Ю. Д. Третьяков.

Юбилей МГУ отмечен с большим размахом. Поздравить коллектив университета приехало много гостей: более 100 делегаций из разных университетов мира, свыше 300 зарубежных участников конференции, почти 400 ректоров университетов России. Юбилейные мероприятия включали расширенное заседание Ученого совета МГУ 20 декабря 2004 года, запуск спутника «Татьяна» 20 января 2005 года, юбилейные торжества в Кремлевском Дворце 25 января и многое другое. 24 января в МГУ прошла международная конференция «250 лет Московскому государственному университету им. М. В. Ломоносова», на которой присутствовали ректоры из зарубежных стран, нобелевские лауреаты, ректоры российских вузов и президент Республики Киргизия А. А. Акаев. 25 января, в Татьянин день, состоялось вручение главного подарка университету к юбилею — открытие фундаментальной библиотеки Московского государственного университета. На открытие библиотеки, которую ректор МГУ В. А. Садовничий называет «интеллектуальным центром», приехал президент РФ В. Путин.

Поздравить коллектив Московского университета прибыл президент Национальной академии наук Украины, президент Международной ассоциации академий наук Б. Е. Патон. Он пожелал МГУ дальнейшего процветания и вручил В. А. Садовничему медаль от Международной ассоциации академий наук. В свою очередь В. А. Садовничий объявил о решении Ученого совета университета присвоить Б. Е. Патону звание Почетного доктора МГУ им. М. В. Ломоносова.



НАШИ ПОЗДРАВЛЕНИЯ!

ПРИЗЕРЫ КОНКУРСА «ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫЙ ПОТЕНЦИАЛ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ — ГОРОДУ КИЕВУ»

IV конкурс научно-технических проектов молодых ученых под девизом «Интеллектуальный потенциал молодых ученых — городу Киеву» проводился Национальной академией наук Украины и Киевской городской государственной администрацией.

Молодые ученые, занимающиеся научно-технической деятельностью в Киеве, представили множество интересных и перспективных работ.

Торжественная церемония награждения победителей состоялась 14 декабря 2004 г. в зале Киевской городской государственной администрации. Значимость исследований, проводимых молодыми учеными, отмечена представителями НАН Украины, городской и районных государственных администраций. Среди награжденных мэром г. Киева А. А. Омельченко были и два представителя Института электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины, работы которых получили высокую оценку:

Гниздыло Александр Николаевич и Якуша Владимир Викторович — за проект «Экономная технология получения монокристаллов тугоплавких металлов (вольфрама и молибдена) в виде крупногабаритных пластин под прокат». Научный руководитель — заведующий отделом № 20, д-р техн. наук В. А. Шаповалов;

Ярцев Андрей Викторович — за проект «Экспертно-аналитическая система для построения, мониторинга и оценки элементов систем управления качеством и систем экологического менеджмента в производстве сварных



конструкций». Научный руководитель — заместитель директора ИЭС им. Е. О. Патона, академик НАН Украины Л. М. Лобанов.

Л. С. Кирееву — 60!

22 апреля исполнилось 60 лет доктору технических наук, заведующему отделом, ученому секретарю ИЭС им. Е. О. Патона НАН Украины Леониду Сергеевичу Кирееву. Начав трудиться в ИЭС лаборантом (1968), он без отрыва от основной работы закончил Киевский политехнический институт, работал инженером, старшим инженером. В последующие годы им проведены ряд оригинальных исследований в области разнородных соединений, в частности создана и внедрена в серийное производство технология сварки титана со сталью в твердой фазе (кандидатская диссертация, 1985). Позже Л. С. Киреевым выполнены исследования по изучению свойств соединений жаропрочных титановых сплавов на интерметаллидной основе. Результаты комплексных исследований, проведенных Л. С. Киреевым по физико-химии и технологии процесса получения диффузионно-сварных пористо-монокристаллических изделий на основе нитрида титана, легли в основу докторской диссертации (1994). В 1990 г. Л. С. Киреева избирают ученым секретарем института. В руководимом им отделе значительное внимание уделяется научно-организационной работе по разработке нормативно-методических материалов по проведению НИР и их координации, созданию автоматизированных систем сопровождения комплексных программ в области сварки и родственных технологий. Л. С. Киреев — автор свыше 50 печатных работ, в том числе соавтор нескольких монографий.



Редколлегия и редакция журнала

ДИССЕРТАЦИЯ НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ



Кусков Ю. М. «Электрошлаковый процесс и технология наплавки дискретными материалами в токоподводящем кристаллизаторе».

Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук по специальности 05.03.06 «Сварка и родственные технологии». Институт электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины, Киев 2005 г. Дата защиты 18 мая 2005 г.

Диссертация посвящена созданию научных основ электрошлакового процесса с использованием дискретных материалов и оптимизации секционных электродов-кристаллизаторов для промышленной высокоэффективной технологии наплавки больших объемов металла на изделия различного назначения, в частности на валки прокатных станов.

Исследован электрошлаковый процесс наплавки в токоподводящем кристаллизаторе (ТПК). Установлено, что он протекает в две стадии. В начальной для быстрого формирования шлаковой ванны и исключения появления в шлаке зон высокой плотности тока и максимальной электроэрозии кристаллизатора следует применять переменный или постоянный (полярность прямая) ток с подачей на шлаковую ванну напряжения не менее

45...55 В. Вторая стадия характеризуется установившимся процессом при рабочем напряжении, составляющем 60...70 % первоначального. Суммарный ток возрастает с уменьшением отношения диаметров токопроводящей и формирующей секций кристаллизатора и толщины наплавляемого слоя. Стабильности процесса и качества наплавки достигают при поступлении на металлическую ванну не менее 25 % тока, идущего на наплавляемую деталь.

Доказано что конструкция водоохлаждаемого нерасходуемого электрода в виде секционного ТПК позволяет исключить жесткую зависимость между скоростью ввода в шлак расплавленного материала, формой и размерами металлической ванны. Теоретически обосновано и практически подтверждено, что токопроводящую секцию кристаллизатора следует изготавливать с диаметром, на 5...30 % превышающим диаметры других секций, благодаря чему на 30 % снижаются тепловые нагрузки на его стенки и примерно в 1,4 раза повышается долговечность работы ТПК.

Изучена кинетика движения дискретного материала в виде гранул, частиц, зерен, дробы в слое вращающегося шлака. Экспериментально показано, что вследствие намораживания шлака на поверхности частиц скорости их переноса через шлак в металлическую ванну по сравнению с расчетными снижаются в 5...10 раз. Это исключает появление дефектов типа несплавов в наплавленном металле. При регулировании скорости вращения шлаковой ванны и ее превышении 150 об./мин процесс переноса частиц изменяется, возрастает время их нахождения в шлаке, благодаря чему можно расширить (увеличить) фракционный состав применяемой при наплавке присадки.

Установлено, что износостойкость наплавленного хромистого чугуна можно повысить в 1,2...1,3 раза за счет увеличения фракционного состава частиц от 1,6...2,5 до 2,5...3,5 мм и на 40...50 % при почти трехкратном увеличении скорости ввода присадки в шлаковую ванну. Это связано с изменением структуры металла, в частности, размер карбидов в этом случае уменьшается не менее чем в два раза. По сравнению с наплавкой компактным материалом, размер зерна наплавленного металла типа быстрорежущей стали Р6М5 уменьшается в три раза, что повышает ее пластические свойства.

Создано принципиально новое направление в технологии электрошлаковой наплавки на развитые замкнутые поверхности стальных и чугунных деталей, позволяющее путем варьирования электрическим режимом наплавки, составом, размером, скоростью и зоной ввода дискретной присадки регулировать эксплуатационные характеристики наплавленного металла как по толщине, так и по длине наплавляемой поверхности, формировать композитные слои высокой износостойкости.

Расчетными методами установлено и экспериментально подтверждено, что разработанный способ наплавки позволяет наплавлять за один проход слои металла толщиной от 10 до 80 мм производительностью до 800 кг/ч с долей участия основного металла в наплавленном, не превышающей 10 %. В качестве наплавляемого металла используют хромоникелевые и хромистые чугуны, заэвтектондные и быстрорежущие стали, сплавы на никелевой и медной основах, а также твердые сплавы.

Выполненные научные исследования и предложенные на их основе практические решения подтверждены в условиях опытно-промышленной проверки и эксплуатационных испытаний стальных и чугунных наплавленных валков различных станков с диаметром бочки от 400 до 1000 мм на Макеевском, Криворожском и Новолипецком металлургических комбинатах. Новизна и оригинальность многих предложенных решений подтверждена 27 авторскими свидетельствами, 8 патентами Российской Федерации и 1 патентом Украины.



МЕЖДУНАРОДНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ «Ti-2005 В СНГ»



22–23 мая 2005 г. в конгресс-холле гостиницы «Президент-отель» (г. Киев) проходила 3-я Международная конференция «Ti-2005 в СНГ». Ее организаторами выступили ЗАО «Межгосударственная ассоциация «Титан», Национальная академия наук Украины и Запорожский титано-магниевого комбинат. Основная тематика конференции, в которой участвовали около 200 специалистов и ученых из Украины, России, Беларуси, Казахстана, Таджикистана, Южной Кореи, США и Японии, включала: обзор рынка титана в странах СНГ и мира, национальные программы развития отрасли, тенденции развития сырьевой базы и производства губчатого титана, новые достижения в области металловедения и металлургии титана, динамику развития сфер применения титана, анализ рынка ферротитана, информационные технологии. В работе конференции приняли участие представители Института металлофизики, Института проблем металловедения, ИЭС им. Е. О. Патона, Физико-механического института, Физико-технологического института металлов и сплавов, Научно-исследовательского и проектного института титана, Прикарпатского национального университета, университета «Львовская политехника», Ивано-Франковской медицинской академии, КП «Запорожский титано-магниевого комбинат», ОАО «Корпорация ВСМПО-АВИСМА», НПЦ «Титан», Ленинадского комбината редких металлов, Физико-технического института НАН Беларуси, ОАО «ВИЛС», ФГУП «ВИ-АМ», Дэйтонского университета, компании «ANTARES», ФГУП «Гиредмет», ОАО «ГМК Норильский никель», ОАО «Уралредмет», ОАО «Ритм», АНТК им. О. К. Антонова, ФГУП ЦНИИКМ «Прометей», Института металлургии им. А. А. Байкова, ЗАО «Межгосударственная ассоциация «Титан», Запорожской инженерной академии, СЕТАБ-Никополь, ООО «Торговый Дом «Квантом», Airmet International Inc., «МАТИ» – РГУ им. К. Э. Циолковского, Института проблем сверхпроводимости, Череповецкого государственного университета, ФГУП «ЦИАМ», Запорожского технического университета.

Открывая конференцию, академик Б. Е. Патон поздравил участников с этим событием, отметил, что выбор места и времени ее проведения весьма удачны и, кроме того, свидетельствуют о признании достижений ученых и специалистов Украины в области производства и материаловедческих аспектов исследования титана и его сплавов. Тематика конференции интересна многим специалистам СНГ и других стран. В Украине произошли заметные позитивные сдвиги в области производства губчатого титана, освоено производство в электронно-лучевых печах титановых слитков из губчатого титана, литых заготовок в виде слитков, в том числе для производства труб. Сегодня только НПЦ «Титан» способен производить от 3 до 5 тыс. т высококачественного титана и его сплавов. Достигнуты большие успехи в исследовании и производстве титана в России. Главной задачей наряду с освоением новых технологий производства титана является увеличение объемов его применения. Б. Е. Патон выразил уверенность в успешном проведении конференции.

Участники конференции получили приветствия от Кабинета Министров и Министерства промышленной политики Украины (зам. министра С. Г. Грищенко). Отмечено, что подобные конференции являются примером плодотворного сотрудничества ученых и специалистов СНГ.





Назрела необходимость в более активном использовании титановых сплавов в судостроении, авиационной и космической областях. Планируется создание в Украине вертикально интегрированной схемы получения и применения титана (губка, слитка, сырьевая база).

От имени Украинского НТЦ участников конференции приветствовал г-н Andrew Hood.

В течение первого рабочего дня на пленарном заседании было заслушано 15 докладов.

А. В. Александров (ЗАО «Межгосударственная ассоциация «Титан») рассказал о деятельности ассоциации в современных условиях рынка титана в СНГ. Он отметил возросший интерес к титану, которому способствует динамика цен, благоприятный инвестиционный климат. Вместе с тем в СНГ сейчас лишь 4% сырья используют для получения титана, остальное идет на производство пигментов. Зафиксирован дефицит титанового лома.

В 2005 г. цена титана вдвое превышает стоимость губки. Мировой опыт свидетельствует, что инвестиции до 100 млн дол. в титановую подотрасль могут окупиться за 3–5 лет. Перед ассоциацией стоят задачи, касающиеся развития титановой подотрасли, увеличения объемов применения титана, содействия нахождению каждым предприятием своей ниши на рынке. Ключевым направлением докладчик считает развитие технологии производства ферротитана из рудного сырья.

Генеральный директор КП «ЗТМК» В. В. Тэлин подробно остановился на вопросах развития и совершенствования производства губчатого титана на предприятии. Рост цен на губку он объясняет сложностью и несовершенством технологии ее получения. На ЗТМК прилагают много усилий для изменения ситуации. Докладчик также отметил, что внутреннее использование губки в 2005 г. возросло и составило уже 35 % общего объема.

А. Н. Стрешков (корпорация ВСМПО-АВИСМА) в докладе «ВСМПО: состояние и перспективы развития» дал характеристику производственных мощностей Верхне-Салдинского металлургического объединения (крупнейшего в мире плавильного производства с выпуском до 34 тыс. т губки, мощного кузнечного производства). ВСМПО — единственный поставщик титановой продукции для фирмы «Airbus» (шасси). Имеются заказы для фирмы «Боинг». На предприятии сертифицирована система качества, разработаны 24 сертификата на продукцию. Организованы серийные центры в Германии, Великобритании, Швейцарии и США.

А. Н. Петрунько (Научно-исследовательский и проектный институт титана) дал обзор состояния производства и перспектив развития титановой промышленности в Украине. Он отметил, что наша страна занимает достойное место среди производителей титановой продукции: на Алчевском МК производится толстый лист, на ЗТМК — губка, на Никопольском южно-трубном — трубы. Развитие работ по титану в Украине осуществляется в соответствии с комплексной программой (с 1999 г.), имеются хорошие перспективы.

М. Г. Халиков (Ленинабадский комбинат редких металлов) осветил вопросы изготовления лигатур и освоения серийного производства низкопроцентного ферротитана.

Большой интерес присутствующих вызвали доклады, представленные А. И. Гордиенко «Научные исследования и применение титановых сплавов в республике Беларусь» и О. М. Ивасиным «Основные направления развития научно-прикладных разработок в области титана в Украине».

И. С. Польшин (ВИЛС) представил работы института по снижению стоимости производства титана, созданию альтернативы процессу Кролля — производству губки электролитическим способом, — увеличению объемов механической обработки титановой продукции на станках с ЧПУ, использованию криогенной обработки, созданию ресурсосберегающих технологий (лазерная формовка порошка и др.). Работают в ВИЛСе и над технологиями сварки титана трением с перемешиванием, литья титановых заготовок в керамические формы (получение фасонного литья с толщиной стенки около 0,5 мм). Перспективными являются материалы с пористой структурой (пеноалюминий+титан). В заключение докладчик отметил, что ВСМПО, ИЭС, ВИЛС участвуют в проекте создания нового самолета «Боинг-787». Таких самолетов только для России потребуется почти 1,5 тысячи.

С. А. Фирстов (Институт проблем материаловедения НАН Украины) представил результаты последних исследований по созданию титановых «сталей» и «чугунов» систем Ti–B, Ti–Si–B, Ti–Al–Si–B, Ti–Al–Zr–Se, сочетающих удовлетворительные прочностные и пластические свойства.

Н. А. Ночевная (ВИАМ) доложила о работах института по созданию титанового сплава для лопаток газотурбинных двигателей с высокими показателями стойкости против ползучести при температуре 600 °С. Этим требованиям удовлетворяет титановый сплав ВТ-41.

Г. В. Жук (НТЦ «Титан») подробно осветил деятельность центра по применению современных технологий ЭЛП в производстве слитков титановых сплавов.

Во второй день конференции участники работали в трех секциях:

сырье, губчатый титан, ферросплавы;
технология и исследования в области титановых сплавов;
применение и рынок титана.

На секциях заслушано свыше 30 докладов, затем состоялся обмен мнениями участников конференции по рассмотренным вопросам.

Итог конференции подведен на общем собрании ЗАО «Межгосударственная ассоциация «Титан», признавшем высокий научно-технический уровень конференции, ее консолидирующее значение для выработки задач и направлений работ на перспективу. Принято решение об издании трудов конференции.

В. Н. Липодаев



НОВЫЕ КНИГИ

Експортна продукція оборонно-промислового комплексу України (Export Products of Defense-Industrial Complex of Ukraine). — Київ: Індустріальні технології, 2004. — 768 с.

Под эгидой Государственной компании «Укрспецэкспорт» и при содействии Запорожского ОАО «Мотор Сич», ГП ЗМКБ «Прогресс», Корпорации «Таско» и Холдинговой компании «Укрспецтехника» вышел в свет каталог разработок, продукции и услуг ведущих предприятий оборонно-промышленного комплекса Украины — уникальное крупноформатное издание.

В каталоге широко рекламируются образцы авиационной бронетанковой, военно-морской техники и вооружения; автомобильной и гусеничной, ракетно-космической техники; техники и средств воздушного десантирования, радиоэлектронной борьбы, разведки и выявления целей. Приведены технические характеристики каждого конкретного изделия и его назначения. Перечислены предприятия-изготовители и предприятия, обеспечивающие модернизацию и ремонт военной техники, ведущие институты Национальной академии наук Украины и высшие учебные заведения, принимающие участие в разработке специальных материалов и технологий для производства оборонной техники.



Перечень разработок ИЭС им. Е. О. Патона, включенных в каталог

- Разработка технологического процесса и специального оборудования для электрошлаковой подпитки больших отливок из высокопрочных сталей и сплавов с одновременным введением присадочного металла.
- Разработка технологического процесса производства гетерогенных многослойных конструкционных и функциональных материалов с заданной анизотропией структуры и служебных свойств.
- Разработка технологических процессов дуговой сварки и термической обработки средне- и толстостенных тел вращения из высокопрочных сталей.
- Разработка технологических процессов дуговой сварки и термической обработки оболочечных конструкций и изделий.
- Разработка технологии изготовления, расчеты, испытания легких металлопластиковых баллонов высокого давления.
- Разработка технологии и материалов для дуговой сварки и наплавки без подогрева и термической обработки при изготовлении и ремонте корпусных конструкций.
- Разработка технологии и материалов для дуговой сварки разнородных сталей.
- Разработка технологии и материалов для изготовления и восстановления дуговой сваркой и наплавкой без подогрева и термической обработки литых стальных деталей.
- Разработка технологии герметизации под давлением емкостей для хранения и использования газов в спецтехнике.
- Разработка крупных профилированных монокристаллов тугоплавких металлов (размерами 20, 140, 170 мм и более), оборудования и технологии для их получения.
- Разработка материалов и технологий сварки бронеконструкций:
 - ✓ промышленное внедрение керамического флюса АНК-51А;
 - ✓ промышленное внедрение новой сварочной экономнолегированной хромомарганцевой проволоки типа Х14Г14Т;
 - ✓ промышленное внедрение технологии и материалов для ремонта электродуговой сваркой дефектов крупногабаритных отливок из закаливающихся сталей;
 - ✓ промышленное внедрение технологий и материалов для механизированной сварки броневых сталей высокой и средней твердости;
 - ✓ опытная разработка хладостойкой стали.
- Передача технологии, предоставление технической документации и обслуживание установки с плазменно-дуговым нагревом для получения аморфных монокристаллических металлических материалов.

Настоящий каталог — это яркая иллюстрация того, что Украина была и остается признанным лидером в создании ракетно-космических систем, самолетов и авиационных двигателей, бронетанковой техники и кораблей, боеприпасов, электронных систем различного назначения, соответствующих требованиям мировых стандартов.

По вопросу приобретения каталога и его электронной версии на СД обращаться:

тел.: (38044) 455-93-92, 455-93-91,
e-mail: ukrniat@dgtel.com.ua

**ПРЕДЛАГАЮТСЯ ИЗДАНИЯ ИЭС им. Е. О. ПАТОНА НАН УКРАИНЫ****Книги ♦ Монографии ♦ Труды конференций**

- Ryabov V. R., Dobrushin L. D., Jung-Gi Moon. Welding of Bimetals. — Kyiv, 2003. — 130 p., format 140×200 mm, 100 грн/720 руб./38 \$*.
- Lysak V.I., Kuzmin S.V. Explosive Welding of Metal Layered Composite Materials. — Kyiv, 2003. — 118 p., format 140×200 mm, 100 грн/720 руб./38 \$.
- Juttner B., Vasenin Yu.L. Cathodic Processes of the Metal Vapor Arc. — Kyiv, 2003. — 68 p., format 140×200 mm, 100 грн/720 руб./38 \$.
- Математическое моделирование и информационные технологии в сварке и родственных процессах: Сб. докл. междунар. конф. (16–20 сент. 2002 г., пос. Кацивели, Крым) / Под ред. В. И. Махненко. — Киев, 2002. — 266 с., формат 200×290 мм, 100 грн/720 руб./38 \$.
- Laser Technologies in Welding and Materials Processing: Сб. докл. междунар. конф., 19–23 мая 2003 г., пос. Кацивели, Крым / Под ред. В. С. Коваленко. — Kyiv, 2003. — 256 с., формат 200×290 мм (англ. яз.), 100 грн/720 руб./38 \$.
- Математическое моделирование и информационные технологии в сварке и родственных процессах: Сб. докл. Второй междунар. конф. (13–17 сент. 2004 г., пос. Кацивели, Крым) / Под ред. В. И. Махненко. — Киев, 2004. — 256 с., формат 200×290 мм, 100 грн/720 руб./38 \$.
- Контактная сварка и другие виды сварки давлением: Сборник (Подборка статей, опубликованных в журнале «Автоматическая сварка» за 2001–2005 гг., по проблемам различных видов сварки давлением). — Киев, 2005. — 128 с., мягкий переплет, формат 200×297 мм, 75 грн/720 руб./38 \$.
- Трубопроводный транспорт: Сборник (Подборка статей, опубликованных в журналах «Автоматическая сварка» и «Техническая диагностика и неразрушающий контроль» за 2001–2005 гг., по проблемам трубопроводного транспорта). — Киев, 2005. — 178 с., мягкий переплет, формат 200×297 мм, 75 грн/720 руб./38 \$.
- КАТАЛОГ. Технологии. Материалы. Оборудование (Информация о разработанных в последние годы в ИЭС технологиях, материалах и оборудовании для сварки, резки, наплавки, пайки, нанесения защитных покрытий и других родственных процессов, предлагаемых для коммерческой реализации). — Киев, 2005. — 260 с., мягкий переплет, формат 200×297 мм, 100 грн/960 руб./50 \$.
- ТИТАН: технологии, оборудование, производство: Сборник (Подборка статей, опубликованных в журналах «Современная электрометаллургия» и «Автоматическая сварка» за 2001–2004 гг., по электрометаллургии и сварке титана и его сплавов). — Киев, 2005. — 196 с., мягкий переплет, формат 200×297 мм, 100 грн/960 руб./50 \$.

Готовятся к печати в 2005 г.

- ✓ Письменный А. С. Индукционный нагрев при сварке и родственных технологиях.
- ✓ Гаращук В. П. Вступ до фізики лазерів.
- ✓ Сборник докладов Второй международной конференции «Laser Technologies in Welding and Materials Processing» (23–27 мая 2005 г., пос. Кацивели, Крым) / Под ред. В. С. Коваленко, формат 200×290 мм (англ. яз.).
- ✓ Makhnenko V. I., Pochynok V. E. Strength calculation of welded joints with adjacent sharp cavities (англ. яз.).
- ✓ Бондарев А. А., Лозовская А. В. Атлас структур соединений при электронно-лучевой сварке легких конструкционных материалов (рус., англ. яз.).

По вопросам заказа изданий следует обращаться:

тел./факс: (38044) 261 54 03, 529 26 23, 528 04 86;

e-mail: journal@paton.kiev.ua

* Цены указаны с НДС соответственно для Украины, России и дальнего зарубежья с учетом доставки заказной бандеролью.

Подписано к печати 30.05.2005. Формат 60×84/8. Offsetная печать.
Усл. печ. л. 7,78. Усл. кр.-отт. 8,47. Уч.-изд. л. 9,45. Цена договорная.
Печать ООО «Фирма «Эссе», 03142, г. Киев, пр. Акад. Вернадского, 34/1.