

Министерство образования и науки Российской Федерации

Департамент образования и науки Кемеровской области

Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
«Сибирский государственный индустриальный университет»

ЗАО «Кузбасская ярмарка»

**МЕТАЛЛУРГИЯ:
ТЕХНОЛОГИИ, УПРАВЛЕНИЕ,
ИННОВАЦИИ, КАЧЕСТВО**

*Труды XVII Всероссийской научно-практической конференции
8 – 11 октября*

Под общей редакцией профессора Е.В. Протопопова

Новокузнецк
2013

УДК 669(06)+658.012.056(06)
М 540

Редакционная коллегия: д.т.н., профессор Е.В. Протопопов, д.т.н.,
профессор М.В. Темлянцев, к.т.н., доцент А.В. Феоктистов,
д.т.н., профессор О.И. Нохрина, д.т.н., профессор Н.А. Козырев,
к.т.н., доцент М.В. Ляховец.

М 540 Металлургия: технологии, управление, инновации, качество :
труды XVII Всероссийской научно-практической конференции / под
ред. Е.В. Протопопова ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : Изд.
центр СибГИУ, 2013. – 414 с., ил.

ISBN 978-5-7806-0392-4

В сборнике отражены результаты научных исследований и практический опыт создания новых материалов и технологий термической обработки металла, разработок по внедрению новых технологий в сварочном производстве, совершенствования действующих агрегатов, автоматизации управления металлургическими ресурсами, повышения качества продукции, экономической эффективности и конкурентоспособности действующих предприятий, управления персоналом.

Сборник ориентирован на инженеров предприятий, научных работников, преподавателей вузов, аспирантов и студентов.

ISBN 978-5-7806-0392-4

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2013

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

УДК 621.791.92:621.771.07

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ ХРОМОВОЛЬФРАМОВОГО МЕТАЛЛА ДЛЯ НАПЛАВКИ ПРОКАТНЫХ ВАЛКОВ

КОЗЫРЕВ Н.А., ИГУШЕВ В.Ф., ТИТОВ Д. А., ШУРУПОВ В.М., КОЗЫРЕВА О.Е.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru*

Эффективность применения наплавки стальных прокатных валков во многом зависит от правильности выбора состава наплавленного металла. При этом анализ условий работы валков, характера и интенсивности изнашивания рабочей поверхности калибров, так как даже на однотипных прокатных станах разных металлургических предприятий износ валков имеет свои особенности. Для наплавки валков горячей прокатки широко используются наплавочные материалы типа 30ХГСА, 35В9Х3СФ, 25Х5ФМС и др. [1]. Наиболее нагруженные валки горячей прокатки упрочняются наплавкой хромовольфрамового металла с большим содержанием дорогостоящего вольфрама порошковой проволокой типа ПП-Нп-35В9Х3СФ под флюсом. Состав проволоки приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав ПП-Нп-35В9Х3СФ, %

Элемент	С	Si	Mn	Cr	W	V	S	P
							не более	
Содержание	0,27-0,40	0,4-1,0	0,4-1,2	2,5-3,5	8,5-10,5	0,2-0,4	0,045	0,045

Опыт эксплуатации наплавленных валков свидетельствует о том, что износ их поверхности происходит неравномерно. Валки в процессе работы подвергаются воздействию циклических термомеханических нагрузок, коррозии и абразивному изнашиванию. Нередко имеет место полосчатый износ, причиной которого может быть наличие участков наплавленного металла с различной структурой и твердостью. Такие участки наблюдаются при многослойной наплавке легированных сталей с перекрытием ранее наплавленного валика. Наплавленный металл типа 35В9Х3СФ обладает высокой стойкостью против истирания при повышенных температурах, но его термическая выносливость относительно невысокая, поэтому валки, наплавленные этой проволокой, часто выходят из строя из-за образования сетки трещин разгара и выкрашивания [1, 2]. Глубина трещин разгара может составлять 10 мм и более. Анализ причин выхода из строя валков станов горячей прокатки, наплавленных порошковой проволокой ПП-Нп-35В9Х3СФ под флюсом, свидетельствует о том, что возможности системы легирования С-W-Cr-V-Si-Mn

до конца не реализованы. Поэтому представляет интерес исследование причин образования трещин разгара и разработка способов повышения термической выносливости наплавленного металла.

В лабораторных условиях были наплавлены образцы стандартной порошковой проволокой марки ПП-Нп-35В9Х3СФ, которая используется в условиях ОАО «Евраз ЗСМК» для наплавки валков горячей прокатки и роликов транспортирующих рольгангов. Многослойную наплавку образцов производили с предварительным подогревом до 350 °С и последующим замедленным охлаждением. Структура металла представляла собой мартенсит с остаточным аустенитом с формированием по границам зерен карбидной эвтектики и крупных карбидов (рисунок 1, а). Присутствует значительное количество строчечных кислородных включений, являющихся концентраторами напряжений.

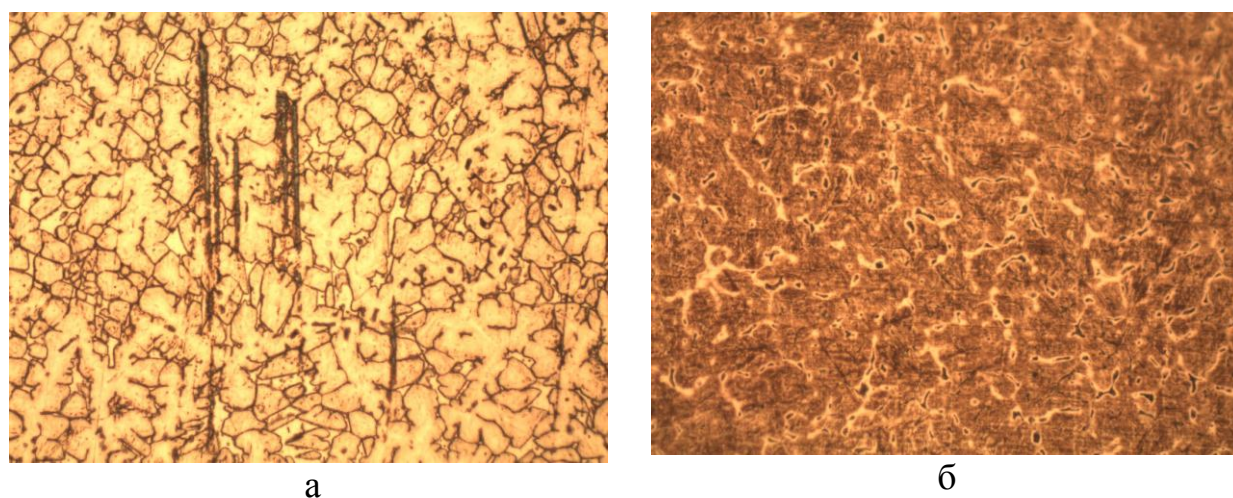


Рисунок 1 – Микроструктура металла, наплавленного стандартной проволокой ПП-Нп-35В9Х3СФ (а) и опытной проволокой ПП-Нп-35В9Х3СФ (б) ($\times 200$)

В процессе работы валка под воздействием высоких температур наблюдается коагуляция и укрупнение зерен карбидов по границам зерен, с последующим выкрашиванием и развитием трещин разгара. Образование трещин в наплавленном металле, по-видимому, предопределено химической неоднородностью, связанной с наличием различных структурных составляющих [3]. Химическая неоднородность отдельных широких приграничных зон имеет место после наплавки вследствие воздействия термического цикла наплавки, особенно тел вращения, и сохраняется в процессе эксплуатации валков при термомеханическом воздействии со стороны горячего прокатываемого металла.

Для снижения развития процессов коагуляции карбидов, уменьшения структурной неоднородности наплавленного металла необходимо изменить структурное состояние границ зерен, что возможно реализовать оптимизацией соотношения углерода и карбидообразующих элементов, повышением ус-

тойчивости аустенита и обработкой режимов наплавки, позволяющих увеличить скорость охлаждения наплавленного металла.

В составе предлагаемой проволоки углерод заменили на углеродфторсодержащую пыль (отходы металлургического производства) со следующим химическим составом масс. %: $Al_2O_3 = 21-46$; $F = 18-27$; $Na_2O = 8-15$; $K_2O = 0,4 - 6\%$; $CaO = 0,7- 2,3$; $SiO_2 = 0,5-2,5$; $Fe_2O_3 = 2,1-3,3$; $C_{общ} = 12,5-30,2$; $MnO = 0,07-0,9$; $MgO = 0,06-0,9$; $S = 0,09-0,19$; $P = 0,10-0,18$.

Мелкодисперсность материала позволяет проводить хорошее смешение с металлической составляющей шихты порошковой проволоки. Эксперименты показали, что углерод в составе пыли обладает повышенной активностью, раскисляет металл и восстанавливает оксиды, находящиеся в металле и в шлаке с образованием окислов углерода. Это позволило использовать для наплавки высоколегированной проволокой слабоокислительный флюс марки АН-67 (таблица 2).

Таблица 2 – Химический состав флюса (ГОСТ Р 52222-2004)

Марка флюса	Содержание основных компонентов, %								
	SiO ₂	MnO	CaO	CaF ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	S	P
АН-67	12-16	14-16	≤10	11-16	4-7	35-40	≤1,0	≤0,05	≤0,05

Марганец в состав проволоки не добавлялся в связи с его восстановлением из образующегося шлака. Происходило частичное восстановление кремния из шлака. Использование флюса позволило улучшить экологическую обстановку при наплавке вследствие низкого содержания фтористого кальция по сравнению с флюсами, применяемыми при наплавке. Как показали эксперименты, образующийся шлак не окисляет легирующие элементы в составе наплавленного металла.

Металлографический анализ показал, что структура металла, наплавленного опытной порошковой проволокой представляет собой игольчатый троостит с мартенситом и формированием по границам зерен отдельных тонких аустенитных оторочек с незначительным количеством включений карбидов (рисунок 1, б). Углеродфторсодержащая добавка в шихту проволоки способствовала удалению оксидных неметаллических включений, более равномерному распределению углерода в металле шва и образованию мелкодисперсных карбидов, что на практике должно привести к повышению термической стойкости.

Для стабилизации аустенита в состав порошковой проволоки предложено вводить аустенитообразующий элемент – никель. Добавка никеля в стали в небольших количествах способствует дополнительному измельчению зерна, что также положительно сказывается на термостойкости металла.

Библиографический список

1. Кащенко Ф.Д., Фруммин И.И., Гордань Г.Н. Особенности износа прокатных валков и вопросы разработки наплавочных материалов. // Современные

- способы наплавки и их применение. – Киев: ИЭС им. Е.О. Патона, 1982. С. 24–29.
2. Кащенко Ф.Д. Совершенствование наплавки валков заготовочных станков // Теоретические и технологические основы наплавки. Наплавка деталей оборудования и энергетики. Киев: ИЭС им. Е.О. Патона, 1980. С. 52–55.
 3. Кондратьев И.А., Васильев В.Г., Дзыкович И.Я. Исследование структурной неоднородности наплавленного металла типа 35В9ХЗСФ и ее влияние на работоспособность наплавленных прокатных валков // Автоматическая сварка. 1996. №6. С.17–20.

УДК 621.791

ВОССТАНОВИТЕЛЬНАЯ ПЛАЗМЕННАЯ НАПЛАВКА ТЕПЛОСТОЙКИМИ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫМИ СТАЛЯМИ

ВОСТРЕЦОВ Г.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, vostretsov_gn@mtsp.sibsiu.ru*

Повышение надежности и долговечности деталей металлургического оборудования и инструмента во многом определяет эффективность металлургических процессов, позволяет снизить затраты на ремонт и наладку оборудования и т.д. При этом изготовление биметаллической конструкции детали, состоящей из основы и наплавленного рабочего слоя, позволяет не только повысить работоспособность, но и экономить дорогие и дефицитные легирующие элементы. Валки холодной прокатки металлов, сплавов и керамической пленки, рабочий инструмент дробилок, ножи дисковых и летучих ножниц – это далеко не полный перечень деталей, стойкость которых возможно значительно увеличить, применив при их изготовлении и ремонте плазменную наплавку в защитно-легирующей среде азота порошковой проволокой на основе теплостойких инструментальных сталей высокой твердости.

Создание биметаллической конструкции инструмента предназначенного для обработки металлов давлением и резанием путем наплавки теплостойкими сталями высокой твердости рабочего слоя на низколегированную основу способствует повышению его эксплуатационных характеристик.

Практика использования инструмента, изготовленного наплавкой инструментальными сталями высокой твердости на низколегированную основу, свидетельствует о том, что одной из основных причин, приводящих к повышенному расходу рабочего слоя, является естественный износ контактирующей поверхности [1]. При восстановлении исходных геометрических размеров и служебных свойств рабочего слоя повышенная склонность металла к образованию трещин приводит к необходимости удаления металла оставшегося слоя, если деталь биметаллическая, а в случае цельно изготов-

ленного инструмента делает процесс восстановления практически невозможным. Перспективным, с точки зрения экономии энергоресурсов, наплавочных материалов решением проблемы является разработка технологии наплавки, позволяющая получить теплостойкий металл в закаленном состоянии, без трещин и способный к дополнительному упрочнению при отпуске на вторичную твердость.

Поэтому проблема повышения долговечности инструмента путем наплавки и последующего упрочнения становится особенно актуальной в связи с совершенствованием и развитием новых высокопроизводительных технологических процессов обработки металлов и потребностью восстановления инструмента в широком объеме.

Исследование влияния термического цикла при многослойной плазменной наплавке на структуру и свойства теплостойких инструментальных сталей показали, что лишь в случае, когда ранее наплавленные слои металла находятся в аустенитном состоянии с высоким содержанием легирующих элементов в твердом растворе, снижается вероятность хрупкого разрушения металла в процессе наплавки. Перевести металл в пластичное состояние возможно в результате выполнения предварительного подогрева металла перед наплавкой. Термический цикл подогрева должен обеспечивать переход теплостойкого металла в аустенитное состояние с высокой легированностью твердого раствора и сохранение такого состояния до начала процесса наплавки. Аустенизация металла при температуре 1100-1150⁰С способствует переходу хрома, вольфрама, ванадия и молибдена из карбидной фазы в твердый раствор и обеспечивает его высокую степень легирования (рисунок 1). Это повышает устойчивость переохлажденного аустенита в области диффузионного и бездиффузионного превращений. О чем свидетельствует, например, повышение количества остаточного аустенита, снижение температуры начала мартенситного превращения и повышение вторичной твердости (рисунок 2). Условия охлаждения металла после аустенизации определяются необходимостью сохранения гомогенного твердого раствора и релаксацией возникающих термических напряжений. Даже при ускоренном охлаждении металла в области высоких температур наблюдается некоторое выделение карбидной фазы состава типа M_6C и снятие пересыщения аустенита легирующими элементами. Карбиды располагаются по границам зерен, где наблюдается увеличение концентрации хрома, молибдена и вольфрама. Выделение карбидов, как процесс диффузионный, определяется температурой и длительностью пребывания металла при этой температуре. Увеличение скорости охлаждения в «критическом интервале температур» уменьшает количество ледебуритной эвтектики и формирует гомогенный твердый раствор (таблица 1).

Параметры решеток фаз и содержание основных легирующих элементов в карбидной фазе (числитель) и твердом растворе (знаменатель) наплавленных теплостойких сталей [4].

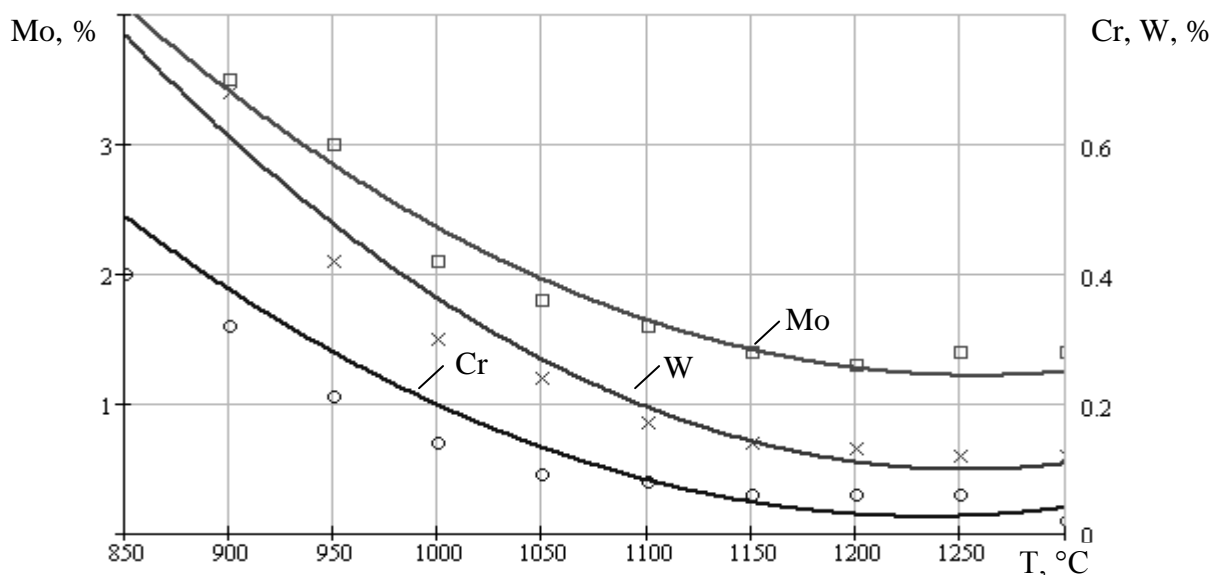


Рисунок 1 – Влияние температуры нагрева на содержание хрома (○), молибдена (□), вольфрама (×) в карбидной фазе наплавленного металла типа P2M8 [3]

Таблица 1

.Сталь	Состояние	Параметр кристаллической решетки, нм			Содержание легирующих элементов, %			Твердость, HRC
		Fe-α	Fe-γ	M ₆ C	W	Mo	Cr	
P2M8	После наплавки	0,2887	0,3628	1,1076	<u>0,205</u> 1,095	<u>1,31</u> 6,69	<u>0,40</u> 3,40	57
	После отпуска	0,2882	0,3609	1,1076	<u>0,42</u> 0,88	<u>2,88</u> 5,12	<u>0,95</u> 2,85	65,5
P6M5	После наплавки	0,2879	0,2618	1,1034	<u>0,73</u> 5,27	<u>1,51</u> 3,49	<u>0,30</u> 3,50	56
	После отпуска	0,2870	-	1,1030	<u>1,37</u> 4,63	<u>2,77</u> 2,23	<u>1,09</u> 2,71	65
P9	После наплавки	0,2884	0,3629	1,1076	<u>0,200</u> 1,095	-	<u>0,42</u> 3,58	54
	После отпуска	0,2880	-	1,1076	<u>0,42</u> 0,88	-	<u>0,90</u> 2,95	64,5
P18	После наплавки	0,2888	0,3630	1,1076	<u>0,210</u> 1,095	-	<u>0,48</u> 3,45	53,5
	После отпуска	0,2881	0,3609	1,1076	<u>0,42</u> 0,88	-	<u>0,95</u> 2,85	66

Исследование формирования напряженного состояния при охлаждении жесткозакрепленных образцов из наплавленного теплостойкого металла типа P6M5, P2M8 и P18 позволили заключить, что наплавленный металл об-

ладает кинетической (аномальной) пластичностью при мартенситном превращении, что при соблюдении определенных требований к термическому циклу позволяет максимально снизить уровень возникающих термических напряжений. Например, исследование относительного удлинения образцов из наплавленного металла типа Р2М8 в интервале температур мартенситного превращения позволило определить температуру максимального переохлаждения ниже M_n на 30-50 °С. Таким образом, установлена зависимость между легированностью твердого раствора и возможностью упрочнения быстрорежущего металла. Возможное разупрочнение участков наплавленного металла вызвано нарушением условий охлаждения в области высоких температур, когда наблюдается интенсивное выделение карбидной фазы. Образующиеся участки зоны термического влияния с пониженной твердостью после наплавки характеризуются повышенным содержанием остаточного аустенита в структуре.

Исходя из условия получения качественного наплавленного металла, обладающего необходимым комплексом свойств, можно сформулировать основные требования к термическому циклу наплавки и наплавочным материалам. Термический цикл наплавки должен включать стадию предварительного подогрева для обеспечения аустенизации твердого раствора и максимального насыщения его легирующими элементами. Ускоренное охлаждение металла после нагрева в области минимальной устойчивости переохлажденного аустенита при диффузионном превращении сохранит способность металла к упрочнению, а замедленное охлаждение при мартенситном превращении позволит релаксировать возникающие напряжения [6].

При разработке наплавочных материалов были использованы следующие основные принципы:

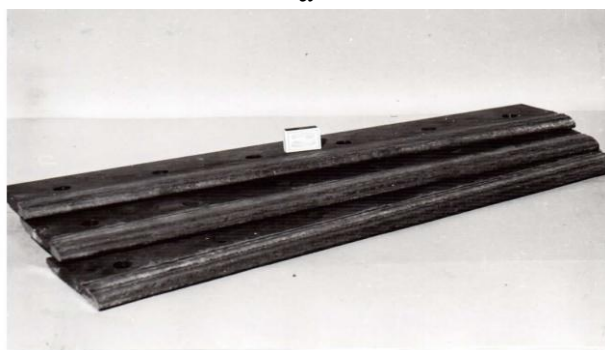
1. Формирование наплавленного металла с необходимым комплексом свойств (механических, физических, эксплуатационных и технологических);
2. Оптимизация составов наплавочных материалов;
3. Технологичность их использования.

В результате исследования влияния основных легирующих элементов на твердость наплавленного теплостойкого металла и оптимизации составов порошковых проволок для плазменной наплавки в защитно-легирующей среде азота (рисунок 3) разработаны составы порошковых проволок для наплавки. В качестве наплавочных материалов были использованы порошковые проволоки на основе теплостойких инструментальных сталей для наплавки в защитно-легирующей среде азота ПП-Р2М8, ПП-Р6М5, ПП-Р9 и ПП-Р18.

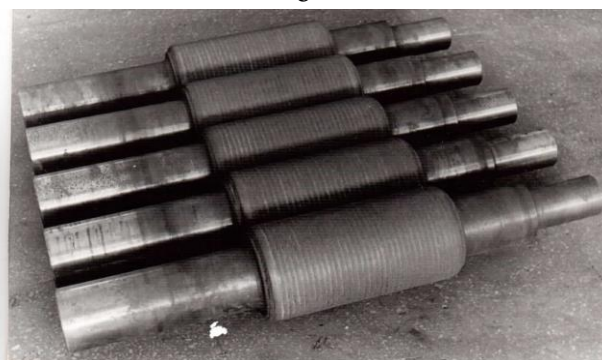
Основные требования к термическому циклу предварительного подогрева и наплавки теплостойких инструментальных сталей легли в основу разработки способа восстановительной наплавки рабочих валков для прокатки трансформаторной стали и керамической пленки, режущего инструмента, рабочего инструмента различных дробилок и дорожной техники (рисунок 4).



а



б



в

а – валки для прокатки керамической пленки; б – ножи отвалов бульдозеров; в – валки холодной прокатки стана «425»

Рисунок 4 – Напавленные детали после восстановления

В основу технологического процесса восстановления изношенных деталей и инструмента положены следующие операции:

- механическая подготовка дефекта перед наплавкой (например, восстановление прокатного валка рис.5);
- предварительный подогрев детали перед наплавкой;
- плазменная наплавка порошковой проволокой в среде азота;
- последующая механическая обработка и отпуск на вторичную твердость.

В итоге можно заключить следующее:

1. В результате проведенных исследований сформулированы основные требования к термическому циклу восстановительной наплавки теплостой-

кими сталями обрабатывающего инструмента. В основу факторов, определяющих режимы процесса наплавки, заложена возможность получения качественного наплавленного металла способного к упрочнению при отпуске на вторичную твердость.

2. Разработан способ плазменной наплавки в защитно-легирующей среде азота и наплавочные материалы, позволяющие не только восстановить геометрические размеры, но и служебные свойства изношенного инструмента.

Библиографический список

1. Малущин Н.Н. Анализ работоспособности наплавленных рабочих валков стана холодной прокатки/ Н.Н.Малущин, Н.С.Зубков// Изв. вузов. Черная металлургия. 1989. №10. С. 62-65.
2. Акулов А.И. Бельчук Г.А., Демянцевич В.П. Технология и оборудование сварки плавлением. Учебник для студентов вузов. - М.: Машиностроение, 1977. – 432 с., с ил.
3. Вострецов Г.Н., Козырев Н.А., Вострецова Т.Г. Восстановительная плазменная наплавка теплостойкими инструментальными сталями деталей металлургического оборудования // Технология упрочнения, нанесения покрытий и ремонта: теория и практика. Часть 1. Материалы 14-й Международной научно-практической конференции. – Санкт- Петербург: изд. политехнического университета, 2012. С. 37-41.
4. Вострецова Т. Г., Вострецов Г. Н. Использование высокоэнергетических сварочных источников тепла для наплавки теплостойких инструментальных сталей.// Технологии упрочнения, нанесения покрытий и ремонта: теория и практика. Часть 1. Материалы 15-й международной научно-практической конференции. Санкт-Петербург, издательство Политехнического университета, 2013. С.53-56.
5. Вострецова Т. Г., Вострецов Г. Н. Выбор типа наплавленного металла для восстановления и изготовления биметаллического инструмента) // Инновационные технологии и экономика в машиностроении. Сборник трудов IV Международной научно-практической конференции с элементами научной школы для молодых ученых. Томск, 2013. С 25-26.
6. Вострецов Г.Н. Деформационная способность наплавленного теплостойкого металла типа Р2М8 при мартенситном превращении // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. 2012. №1.С. 7-10.

**ТЕХНОЛОГО-МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ
КИНЕТИКИ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПРОФИЛАКТИРОВАНИИ
КОНЦЕНТРАТА, ПРОИЗВОДИМОГО НА АБАГУРСКОМ
ФИЛИАЛЕ ОАО «ЕВРАЗРУДА»**

**ПЕРМЯКОВ А.А., Кувшинникова Н.И., Калиногорский А.Н.,
Бутов П.Я., Ганженко И.М., Осокин Н.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,
Абагурский филиал ОАО «Евразруда»,
г. Новокузнецк, permyakovarnold@mail.ru*

Концентрат, производимый на Абагурском филиале ОАО «Евразруда» и поставляемый ЗСМК, в зимнее время из-за высокой влажности (около 8,5 %) смерзается при транспортировке. Для решения проблемы уменьшения влажности концентрата Абагурским филиалом принят ряд мер, в том числе происходит реализация проекта «Получение нового товарного продукта». В качестве такового продукта подразумевается получение профилактированного концентрата путем добавления извести с целью уменьшения его влажности. При получении профилактированного концентрата у Абагурского филиала возник ряд проблем по повышению его качества. Это проблема теоретического обоснования процесса профилактирования концентрата известью, а именно описание физико-химических процессов, которые происходят в результате профилактированного концентрата. Другой не менее важной проблемой является технолого-минералогическое изменение исходных известняков и выбор оптимального режима их обжига. Для решения этих проблем Абагурский филиал ОАО «Евразруда» предложил Лаборатории экологии и комплексного использования минеральных отходов СибГИУ выполнить технолого-минералогических исследований.

Исследованы известняки Гурьевского ГОКа, известняк рудного двора и известь, полученная методом агломерации Абагурским филиалом. Текстура известняка неясно-слоистая, пятнисто-слоистая, пятнисто-вкрапленная, прожилковая, брекчиевая. Серые и темно-серые обломки составляют около 70 %. Они, как правило, представлены мелкими изометрично-таблитчатыми серыми зернами кальцита первой генерации, в интерстициях которых располагаются тонко и скрытокристаллические углистые, силикатные, реже, пиритовые и магнетитовые включения. Обломки серого кальцита с магнетитом составляют менее 1 %. Зерна магнетита и пирита – изометричные; углистые и хлоритовые частицы – чешуйчатые; пироксеновые – удлиненные, столбчатые. Облик кристаллов и обломков кальцита второй генерации изометрично-таблитчатый. Цвет белый, голубовато-белый или дымчато-серый. Белые обломки известняка крупнокристаллические, т.к. подверглись перекристаллизации и очистились от примесей. Буроватые оттенки обусловлены изоморф-

ной примесью Fe, Mn, Ba, Sr. Структура белого кальцита крупнокристаллическая, изометрично-таблитчатая за счет спайности. Иногда обломки покрыты корочками, и примазками гидрогетита или лимонита, реже встречаются черные гидроксиды марганца. В одном из обломков белого кальцита встречено включение халькопирита CuFeS_2 размером до 0,18 мм. Включения в перекристаллизованном известняке отсутствуют, за исключением мелкой сыпи идиоморфных кристаллов пирита размером 0,05 мм.

Химический состав известняка, %: CaO - 54,76; MgO - 0,46; Fe_2O_3 - 0,21; SiO_2 - 2,14; S - 0,073; ППП - 41,75. Среди микрокомпонентов изоморфно в кальците содержится Ba (0,15 %) и Sr (0,1 %). Содержание CaO систематически понижается с уменьшением класса крупности от 54,8% (класс +5 мм) до 52,4 (класс - 0,1 мм). MgO распределяется не только в карбонатах, но и в силикатах. Содержание Fe_2O_3 в более мелких фракциях увеличивается, что обусловлено осыпанием в процессе дробления налетов гидроксидов железа и появлением стружек железа от дробилок. Также увеличивается содержание SiO_2 за счет раскалывания известняка по границам участков гетерогенных по минеральному составу. Распределение S по классам крупности незакономерное. В кальците изоморфно растворены Mn, Ni, Cu, Pb, Be, Co. As и Si находятся в сульфидах, V в магнетите.

Минеральный состав дробленого известняка представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Минеральный состав дробленого известняка по фракциям

Минералы	Химический состав	Объемное содержание по фракциям, %							
		+10	+5	+2	+1	+0,5	+0,2	+0,1	-0,1
Кальцит	CaCO_3	94,4	94,4	95,1	94,4	94,6	92,4	93,7	95,5
Магнезит	MgCO_3	0,98	0,69	0,69	0,96	0,93	0,91	1,01	0,82
Шпинель	$(\text{Mg,Fe})(\text{Al,Fe})_2\text{O}_4$	0,23	0,18	0,08	0,74	0,71	0,05	0,4	0,04
Гематит	Fe_2O_3	-	-	-	0,3	0,3	0,3	1,0	0,98
Гетит	FeOOH	0,06	0,06	0,07	0,08	0,09	0,12	0,22	0,10
Пирит	FeS_2	0,10	0,16	0,08	0,010	0,07	0,19	0,07	0,25
Пироксен	$(\text{Mg,Fe,Ca})_2\text{Si}_2\text{O}_6$	2,45	2,52	2,84	3,42	3,09	3,80	3,67	1,90
Кварц	SiO_2	1,06	1,22	0,33	0,10	0,27	0,7	1,25	1,48
Графит	C	0,97	0,94	0,94	0,93	0,93	1,88	1,83	-

Содержание кальцита II колеблется в пределах 20-35 %. Оно систематически ниже содержания кальцита I. Кальцит I - мелкокристаллический (< 0,2 мм), первичный, а II – крупнокристаллический (> 5 мм), перекристаллизованный. Кристаллы перекристаллизованного в 10-100 раз крупнее кальцита первой генерации. Тонкокристаллические частицы кальцита I, находящиеся в цементе, имеют размеры около 1 мкм, а это в 1000 раз мельче кристаллов кальцита второй генерации. Очевидно крупные, кристаллы кристаллохимически чистого кальцита II диссоциируют при более высокой температуре и с меньшей скоростью, поэтому в процессе обжига обжигаются час-

тично. В составе кальцита CaO 56 %, CO_2 – 44%. Кроме того в нем содержатся изоморфные примеси Mg , Ba , Mn , Sr , Cu и др. Содержание MgO составляет около 1,2 %. Около 10 % этого количества находится в силикатах. Основная масса магнезия изоморфно растворена в доломитизированном кальците. В нем присутствует также примесь сидерита FeCO_3 (около 0,2%), иногда окрашивающий сидеритизированный кальцит в желтоватые оттенки. Изоморфная примесь марганца (0,02%) особенно четко проявляется в перекристаллизованных индивидах кальцита по розовой окраске. Изоморфная примесь бария (0,15 %) в виде витерита BaCO_3 окрашивает его в желтые тона. Возможно, витерит присутствует в известняке не только в виде изоморфной примеси кальцита, но и образует самостоятельные кристаллы. Стронций (0,1 %) в виде изоморфной примеси SrCO_3 образует стронциокальцит. Он входит в структуру кальцита без каких-либо физических признаков.

Кальцит I имеет светло-серый дымчатый цвет, обусловленный тонкодисперсными пойкилитовыми включениями углистого вещества. Углистые наночастицы беспорядочно распределяются как в объеме кристаллов кальцита, так и между кристаллами. Они положительно влияют на обжиг кальцита, способствуя его диссоциации одновременно во всем объеме. Кристаллы кальцита II имеют совершенную спайность по ромбоэдру (10 $\bar{1}$ 1) и раскалываются преимущественно по плоскостям спайности, образуя толстотаблитчатые обломки. Особенно много этих спайных обломков в дробленном известняке класса крупности - 2 мм. Эта спайность в виде микротрещин наблюдается в спайных обломках и очевидно способствует интенсификации процессов диссоциации при обжиге.

Дифференциально-термический анализ установил при 430-460 °С небольшой экзотермический эффект, указывающий на сгорание углистых частиц и пирита в известняке. Эндотермический эффект растянут, что указывает на изоморфные примеси в кальците. Диссоциация кальцита начинается при 700 °С за счет доломитизированного $(\text{Ca},\text{Mg})\text{CO}_3$ и анкеритизированного $(\text{Ca},\text{Fe},\text{Mg})\text{CO}_3$ кальцита. Наиболее интенсивно она происходит в интервале 840 - 870 °С и заканчивается при 920 °С. Кальцит II при агломерационном обжиге диссоциирует не полностью. Содержание недиссоциированного кальцита по классам крупности колеблется в пределах от 70 до 20 %, причем наибольшее содержание отмечено в крупных фракциях, минимальное содержание во фракциях +1 и +0,2 мм.

Кинетическая кривая тепловых эффектов и изменения массы при нагревании гидратированной извести (рисунок 1) показывает, что диссоциации портландита начинается при 480 °С и завершается при 530 °С. Процесс диссоциации недожженного гидрокальцита начинается при температуре 650 °С, достигает максимума при 870 °С и завершается при 900 °С. При температуре 750-775 °С изменяется скорость диссоциации, что объясняемого присутствием изоморфной примеси анкерита в кальците.

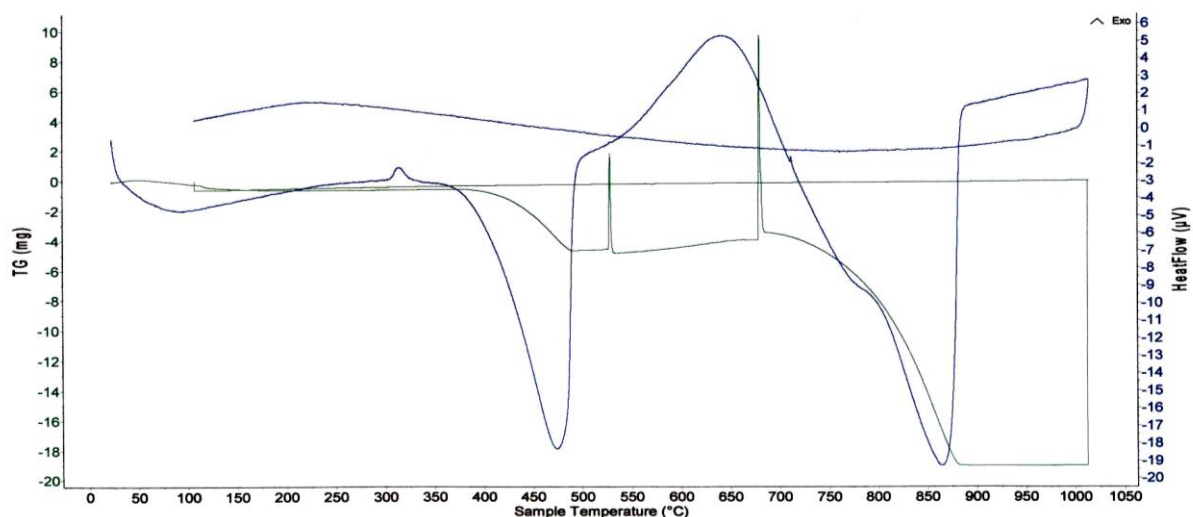


Рисунок 1 – ДТА обожженной гидратированной извести фр.+5

По данным рентгеноструктурного анализа кристаллическая решетка кальцита имеет параметры: $a = 4,983 \text{ \AA}$, $c = 17,04 \text{ \AA}$, $a_{rh} = 6,368 \text{ \AA}$, $\alpha = 44^\circ 06'$. Рентгенограмма показывает наличие коллоидно-аморфного вещества. Поскольку основным минералом является кальцит, то можно предположить, что кальцит первой генерации находится в мелкокристаллическом и аморфном состоянии. Аморфный кальцит выполняет функцию цемента в кальцитовом агрегате первой генерации. На наличие коллоидного кальцита указывает петрографическое исследование. Аморфный кальцит содержит много наночастиц углистого вещества и очевидно наиболее активно обжигается. Углистое вещество в известняках Гурьевского месторождения представлено тонкодисперсными включениями в кальците I и графитовые пластинчатыми и чешуйчатыми индивидами в агрегате перекристаллизованного кальцита II. Судя по эффектам содержание углистых веществ незначительное, однако, они вносят положительный вклад в технологию обжига известняка. Окисление этого углистого вещества начинается при сравнительно низкой температуре и, что наиболее важно, это окисление осуществляется во всем объеме кальцита первой генерации, особенно внутри их кристаллов. Окисление осуществляется за счет структурно связанного в кальците кислорода и образования в результате этой реакции монооксида углерода CO. Газообразные продукты внутри кристалла расширяют в них спайные трещины и способствуют газопроницаемости при обжиге кальцита I не только на периферии кристаллов за счет выгорания частиц, но и внутри их объема.

В процессе обжига известняка на агломерационной машине образуется 57-61 % извести, 16-20 % CaO находится в недиссоциированном кальците. Микроскопические исследования подтвердили это соотношение, но также показали, что $\text{CaO}_{\text{акт}}$ образует ряд кальциевых минералов: главным образом известь $(\text{Ca}, \text{Mg})\text{O}$ (51-56 %), ольдгамит CaS (около 0,3 %), ферриты кальция CaFe_2O_4 (около 0,65 %), кальциооливин Ca_2SiO_4 (около 12 %), которые способны свободную воду влажного исходного концентрата переводить в кри-

сталлогидратное состояние. Использование активированного продукта снизит его массу для профилирования без снижения эффективности обезвоживания. Это отразится на повышении содержания железа в профилированном концентрате, а, следовательно, на повышение его стоимости. Внедрение в производство этого усовершенствования даст Абагурскому филиалу положительный экономический эффект.

Процесс смешивания профилируемого влажного концентрата с горячим обожженным известняком сопровождается распределением влаги. В результате экзотермических реакций гидратации минералов происходит разогрев профилируемого концентрата и изменение минерального состава (рисунок 2). Под воздействием этого разогрева происходит интенсивное испарение влаги.

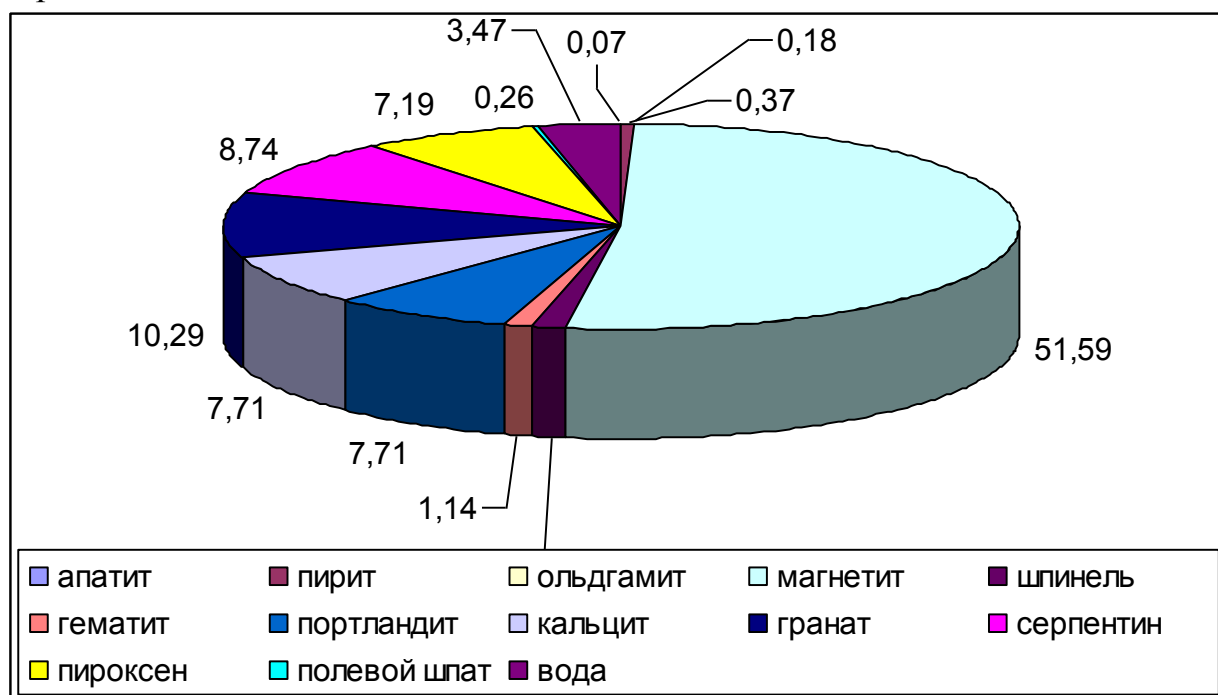


Рисунок 2 – Минеральный состав профилированного концентрата.

Образование портландита сопровождается высоким экзотермическим эффектом. Локальный разогрев способствует ускорению реакции гидратации извести, образованию портландита и испарению воды. В процессе профилирования влажного концентрата известью образуется кроме портландита $\text{Ca}(\text{OH})_2$ чрезвычайно большое (более 30 %) гидросиликатов кальция, что обусловлено наличием в их структуре крупного катиона кальция. Размеры ребер кремнекислородных полиэдров вокруг катиона кальция требует иной, очень разнообразной геометрии кремнекислородных катионов по сравнению со структурами с мелкими катионами. Для структур гидросиликатов кальция характерно большое разнообразие кремнекислородных катионов. Различные типы кремнекислородных радикалов возможны в структурах гидросиликатов, профилированного концентрата. Свойства гидросиликатов кальция очень разнообразны, в то время как α -гидрит значительно разрыхляет, про-

филактированный концентрат, тоберморит, напротив, его цементирует. Большинство гидросиликатов кальция метастабильны. Образование метастабильных продуктов в процессе профилирования концентрата характерно для всех исследованных соотношений $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 2$. При смешивании горячей извести с влажным концентратом реакция начинается с образования мелкодисперсного, изотропного, почти аморфного для рентгеновских лучей гидросиликата, имеющего отношение $\text{CaO} : \text{SiO}_2 < 2$. Кривые ДТА показывают эндотермическую реакцию при 700-800 °С. В процессе профилирования реакция образования гидросиликата естественно должна быть экзотермическая, т.е. разогревать профилируемый концентрат. С течением времени в нем образуются двухкальциевые гидросиликаты: α -, β -, γ -гидратов. Наиболее легко возникает γ -гидрат, пластинки которого достигают крупных размеров. Ему свойственна эндотермическая реакция при 400-500°С. Волокнистые кристаллы β -гидрата (гиллебрандит) имеет эндотермическую реакцию при 500-600°С. Бесформенные изометричные зерна γ -гидрата имеют эндотермическую реакцию при 700-800 °С.

Свободная поверхность минеральных частиц обладает адсорбирующей способностью. Адсорбированная вода создает очень тонкую оболочку на поверхности относительно крупных обломков концентрата. Вода в адсорбированном слое не участвует в смерзании частиц при низких температурах. Придавая концентрату достаточно сыпучее свойство. В процессе часть воды, пошедшая на гидратацию минералов (извести, ольдгамита, силикатов) уменьшает толщину адсорбированного (гидратного) слоя. Чем тоньше этот слой, тем ниже смерзаемость концентрата. В таблице 2 представлено распределение свободной и кристаллически связанной влаги в профилированном концентрате.

Таблица 2 – Распределение влаги в профилированном концентрате, кг/т

Распределение влаги		Содержание влаги, кг/т		
		130	100	80
Исходный концентрат		85	85	85
Профилированный концентрат		75	77	79
Испарение		5,0	3,8	3,3
Гидратация	Известь	23,0	17,7	14,2
	Ольдгамит	0,6	0,5	0,4
	Ферриты кальция	0,2	0,2	0,1
	Кальциооливин	3,3	2,5	2,0
Остаточная влага		42,9	52,3	59,0
Свободная влага		31,0		
Адсорбированная влага		11,9		

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ЕМКОСТИ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ НА ТЕПЛОВУЮ ЭФФЕКТИВНОСТЬ СТЕНДОВ РАЗОГРЕВА

Запольская Е.М., Темлянцев М.В., Костюченко К.Е.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, beloglazova-ekat@mail.ru*

Несмотря на интенсивное развитие различных направлений материаловедения и появление новых конструкционных материалов, сталь по-прежнему сохраняет лидирующие позиции. Современное мировое производство последней составляет порядка 1,5 млрд. т в год и имеет тенденцию к росту. Практически вся выплавляемая сталь проходит через сталеразливочные ковши. Для снижения скорости охлаждения расплава, вследствие аккумуляции тепла кладкой и уменьшения интенсивности теплового удара, который испытывают огнеупоры при заливке расплава, просушенную футеровку ковшей подвергают разогреву. Обычно его проводят на специальных стендах, отапливаемых природным газом. В настоящее время на стальпроизводящих предприятиях используют в основном высокотемпературный разогрев футеровки до температуры 1100 – 1200 °С. Конструкции применяемых для этого стендов отличаются большим разнообразием. От их совершенства и экономичности работы напрямую зависят затраты топлива на разогрев футеровки, а следовательно и себестоимость производимой стали.

В настоящее время актуальным и перспективным направлением снижения себестоимости стали является повышение тепловой эффективности работы стендов разогрева сталеразливочных ковшей. Для реализации этого направления обычно используют подогрев окислителя, обогащение дутья кислородом, применяют теплоизолированные крышки, экранирование кожухов. Существенное влияние на тепловую эффективность стендов оказывают такие факторы как емкость ковша (его геометрические размеры), вид огнеупоров и конструкция футеровки.

Повышенный интерес к влиянию емкости ковша на тепловую эффективность стендов связан с тем, что на сегодняшний день в эксплуатации находится значительное количество сталеразливочных ковшей, отличающихся геометрическими размерами и емкостью. Наиболее крупные производители стали, имеющие в своем составе конвертерные и электросталеплавильные цеха, используют в основном сталеразливочные ковши средней (70 – 220 т) и большой (220 – 480 т) емкости.

В Сибирском государственном индустриальном университете на кафедре теплофизики и промышленной экологии разработана комплексная, детерминированная математическая модель тепловой работы стендов для разогрева футеровок сталеразливочных ковшей. Она имеет блочную структуру, в

которую входят основные (укрупненные) блоки расчетов процессов теплогенерации; внешнего теплообмена излучением и конвекцией во внутреннем пространстве ковша; внутреннего теплообмена, нестационарных температурных полей в футеровке; глубины обезуглероженного слоя футеровки; теплового баланса процессов разогрева футеровки и охлаждения расплава.

Модель позволяет проанализировать влияние различных факторов на тепловую эффективность стенов. На ее основе проведено исследование влияния емкости ковша, подогрева воздуха, величины зазора между теплоизолированной крышкой и кожухом ковша на технико-экономические показатели работы стэнда.

Многовариантные расчеты с применением рассматриваемой модели осуществляли на примере разогрева сталеразливочных ковшей номинальной емкостью E , равной 90, 130, 220, 350 и 480 т, имеющих геометрические размеры, представленные в таблице 1.

Таблица 1 – Геометрические размеры и конструкция футеровки сталеразливочных ковшей различной емкости

E , т	$M_{ш}$, т	D_1 , мм	D_2 , мм	h , мм	δ_1 , мм	δ_2 , мм	δ_3 , мм	δ_4 , мм
90	4,2	2767	3189	3180	150	100	10	20
130	4,8	3265	3600	3350	180	110	10	24
220	6,0	3386	3950	4700	190	120	10	25
350	10,0	4015	4750	5250	200	125	10	40
480	14,5	4615	5340	5660	250	150	10	40

Примечание. $M_{ш}$ – масса шлака; D_1 и D_2 – внутренний и наружный диаметры ковша; δ_1 , δ_2 , δ_3 и δ_4 – толщина рабочего, арматурного, теплоизоляционного слоев и кожуха; S – площадь.

Рабочий слой футеровки выполнен из алюмопериклазоуглеродистого смолосвязанного огнеупора с содержанием углерода 8 %; арматурный – из огнеупора марки МКРКП-45; теплоизоляционный слой выполнен из материала МКРКГ-400; броня ковша – из низколегированной стали. Между рабочим и арматурным слоями находится буферная засыпка марки ВГБМ-80.

Стэнд отапливали природным газом следующего химического состава: 91,50 % CH_4 ; 3,07 % C_2H_6 ; 1,73 % C_3H_8 ; 0,90 % C_4H_{10} ; 2,34 % N_2 ; 0,45 % CO_2 ; 0,01 % O_2 . Между теплоизолированной крышкой и ковшом предусмотрен технологический зазор b , величину которого в расчетах принимали равной 50, 150 и 250 мм. При проведении расчетов коэффициент расхода окислителя принимали равным 1,1, а температуру воздуха, подаваемого на горение, – 10, 200 и 400 °С. В качестве основного расчетного режима выбрали разогрев с постоянной, максимально допустимой по условиям трещинообразования скоростью увеличения температуры поверхности рабочего слоя. По рекомендациям производителей огнеупоров алюмопериклазоуглеродистых марок эта величина находится на уровне 50 – 60 °С/ч. Соответственно время τ разогрева (от 0 до 1200 °С) предварительно высушенной футеровки составляет 24 ч.

При оценке тепловой эффективности работы стандов для разогрева ковшей разной емкости, с футеровкой различной конструкции и применяемых для ее выполнения огнеупоров и теплоизолирующих материалов, отапливаемых газом различной калорийности, возникают определенные трудности, так как часовой расход или суммарный объем газа на разогрев не являются информативными величинами. В связи с этим возникает необходимость в показателе, характеризующем экономичность работы станда, а также отражающем удельные затраты топлива на разогрев, отнесенные к единице массы стали, транспортируемой в ковше. При разработке такого параметра за основу принят удельный расход условного топлива, затрачиваемого на тепловую обработку одной тонны стали. Эту величину используют при оценке экономичности и эффективности тепловой работы металлургических печей.

Если разогрев производится при постоянном расходе топлива, то расчет можно производить по следующему уравнению:

$$B_{уд} = \frac{Q_p^H}{29,3} \cdot \frac{B \cdot \tau}{(E - M_{ш})},$$

где B – средний расход топлива за весь период разогрева, м³/ч.

В таблице 2 представлены результаты многовариантных расчетов, из которых видно, что для ковшей емкостью 90 т увеличение температуры подогрева воздуха от 10 до 400 °С в комплексе с уменьшением величины зазора между крышкой и ковшом с 250 до 50 мм приводит к снижению удельного расхода условного топлива с 40,8 до 26,0 кг у.т./т транспортируемой стали, т.е. почти в 1,6 раза. Для ковшей емкостью 480 т аналогичные изменения температуры подогрева воздуха и зазора между крышкой станда и ковшом приводят к снижению величины $B_{уд}$ с 23,8 до 17,0 кг у.т./т транспортируемой стали, т.е. в 1,4 раза.

Таблица 2 – Параметры и характеристики исследуемых режимов нагрева

$E, т$	$b, м$	$t_{подг}, °С$	$t_{н.кон}, °С$	$t_{р-а}, °С$	$t_{кож}, °С$	$Q, м^3$	$B, м^3/ч$	$B_{уд}, кг у.т./ т ст.$	$КПД, %$
90	50	400	1195	1059	306	1747	72,8	26,0	58,3
	150	400				1914	79,8	28,4	53,2
	250	400				2129	88,7	31,7	47,8
	50	200				1980	82,5	29,5	51,4
	150	200				2172	90,5	32,3	46,9
	250	200				2419	100,8	36,0	42,1
	50	10				2244	93,5	33,4	45,4
	150	10				2464	102,7	36,6	41,3
	250	10				2749	114,5	40,8	37,0

Окончание таблицы 2

$E, \text{ Т}$	$b, \text{ м}$	$t_{\text{подг}}, \text{ }^\circ\text{С}$	$t_{\text{п.кон}}, \text{ }^\circ\text{С}$	$t_{\text{р-а}}, \text{ }^\circ\text{С}$	$t_{\text{кож}}, \text{ }^\circ\text{С}$	$Q, \text{ м}^3$	$B, \text{ м}^3/\text{ч}$	$B_{\text{уд}}, \text{ кг у.т./т ст.}$	$KПД, \%$
130	50	400	1189	1020	300	2400	100,0	24,4	60,1
	150	400				2576	107,3	26,3	56,0
	250	400				2800	116,7	28,6	51,5
	50	200				2721	113,4	27,7	53,0
	150	200				2923	121,8	29,8	49,4
	250	200				3181	132,5	32,4	45,4
	50	10				3084	128,5	31,4	46,8
	150	10				3316	138,2	33,7	43,5
	250	10				3612	150,5	36,8	40,0
220	50	400	1189	1001	287	3395	141,5	20,3	61,9
	150	400				3585	149,4	21,4	58,6
	250	400				3825	159,4	22,8	54,9
	50	200				3849	160,4	22,9	54,6
	150	200				4067	169,4	24,3	51,7
	250	200				4343	181,0	25,9	48,4
	50	10				4360	181,7	26,0	48,2
	150	10				4611	192,1	27,4	45,6
	250	10				4929	205,4	29,4	42,6
350	50	400	1193	989	248	4548	189,5	17,1	64,5
	150	400				4773	198,9	17,9	61,4
	250	400				5056	210,7	18,9	58,0
	50	200				5154	214,8	19,4	56,9
	150	200				5413	225,5	20,3	54,2
	250	200				5739	239,1	21,5	61,1
	50	10				5839	243,3	21,9	50,2
	150	10				6137	255,7	23,1	47,8
	250	10				6511	271,3	24,4	45,0
480	50	400	1183	906	198	6231	259,6	17,0	66,1
	150	400				6463	269,3	17,7	63,7
	250	400				6749	281,2	18,5	61,0
	50	200				7063	294,3	19,4	58,3
	150	200				7330	305,4	20,1	56,2
	250	200				7659	319,1	20,9	53,8
	50	10				8003	333,5	22,0	51,5
	150	10				8310	346,3	22,8	49,6
	250	10				8689	362,0	23,8	47,4

Примечание. $t_{\text{подг}}$, $t_{\text{п.кон}}$, $t_{\text{р-а}}$, $t_{\text{кож}}$ – температуры подогрева воздуха, поверхности футеровки в конце разогрева, на стыке рабочего и арматурного слоев, кожуха ковша.

Характерно, что увеличение температуры подогрева воздуха от 10 до 400 °С для всех исследуемых вариантов приводит к снижению параметра $B_{уд}$ примерно в 1,3 раза. Уменьшение величины b с 250 до 50 мм для ковшей рассматриваемых емкостей по различному влияет на работу стенда. В частности, для 90-т ковшей снижение удельного расхода топлива составляет порядка 1,2 раза, а для 480-т – всего 1,08 раза.

Из полученных данных следует, что стенды для разогрева ковшей емкостью 90 т по сравнению со стендами разогрева 480-т ковшей имеют фактически в 1,5 – 1,6 раза больший удельный расход условного топлива и следовательно менее экономичны. По величине $B_{уд}$ нагрев 480-т ковша на стенде без подогрева воздуха с зазором $b = 250$ мм примерно аналогичен разогреву ковша емкостью 90 т на стенде с подогревом воздуха до температуры 400 °С и величиной b , равной 50 мм.

Проведем анализ взаимосвязи геометрических величин ковша, тепловых параметров и массы транспортируемой стали. Данные, полученные в результате исследований, свидетельствуют о том, что для ковшей меньшей емкости характерны более высокие потери тепла теплопроводностью через кладку, достигающие для ковшей емкостью 90 т 6,5 – 8,8 %, а для 480-т – 2,2 – 2,7 %, а также меньший расход тепла на аккумуляцию его футеровкой, который составляет 36,5 – 49,0 и 46,7 – 55,9 % соответственно. При этом энталия отдельных слоев и всей футеровки в целом для ковшей меньшей емкости выше по сравнению с ковшами большей емкости, поскольку температуры слоев и кожуха у первых выше, чем у вторых (таблица 2).

Вследствие меньшей толщины рабочего и арматурного слоев для ковшей малой емкости характерна более высокая температура кожуха, в частности для ковшей емкостью 90, 130, 220, 350 и 480 т она составляет соответственно 306, 300, 287, 248 и 198 °С, и как следствие более высокие потери тепла теплопроводностью. В то же время важное значение имеют объем (или масса, влияющая на теплосодержание) футеровки и площадь поверхности кожуха, предопределяющая потери тепла в окружающую среду.

На рисунке 1 представлена зависимость удельных площади $S_{уд}$, м²/т, поверхности кожуха и объема $V_{уд}$, м³/т, т.е. отношения площади поверхности кожуха и объема футеровки к номинальной емкости ковша. Для ковшей исследуемых емкостей удельная площадь снижается в 2 раза, а удельный объем почти не изменяется. В связи с этим, если не принимать во внимание различие теплового состояния футеровок ковшей различной емкости, меньшие значения удельного расхода топлива для ковшей большей емкости связаны в первую очередь с меньшей удельной площадью поверхности кожуха.

Проведенные исследования показывают, что тепловая эффективность и экономичность стендов разогрева зависят прямо пропорционально от емкости сталеразливочных ковшей для всех серий значений температуры подогрева воздуха и величины зазоров между крышкой и ковшом.

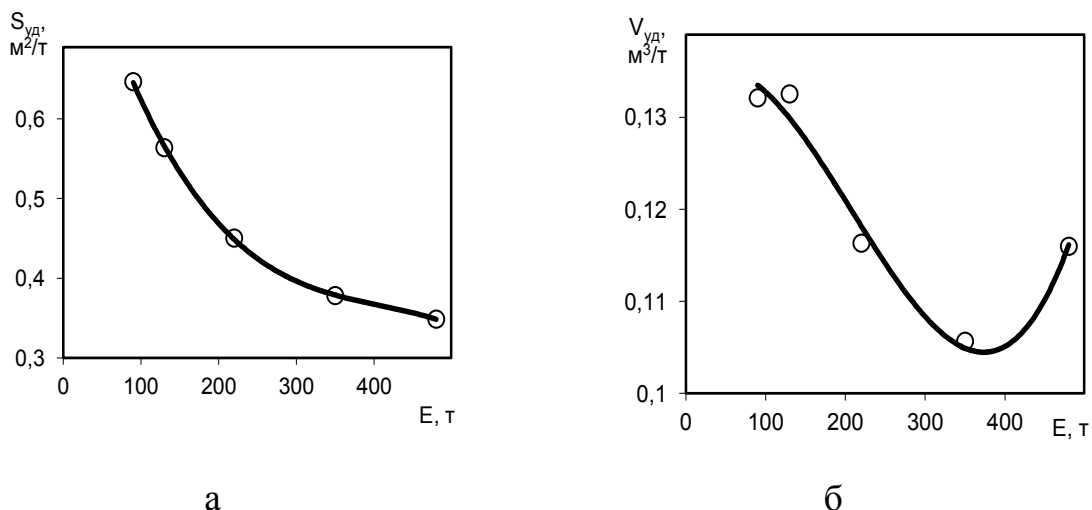


Рисунок 1 – Зависимости удельной площади поверхности кожуха (а) и объема (б) от емкости ковша

Полученные данные хорошо согласуются с теорией и практикой конструирования и эксплуатации промышленных печей, которые показывают, что с увеличением емкости, производительности или садки печей удельные расходы топлива на единицу обрабатываемого материала снижаются.

УДК 669.168

К ВОПРОСУ КОМПЛЕКСНОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛИ НА УСТАНОВКЕ КОВШ-ПЕЧЬ КОНВЕРТЕРНЫМ ВАНАДИЕВЫМ ШЛАКОМ ПРИ ПРОДУВКЕ АЗОТОМ

Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Дмитриенко В.И.,
Голодова М.А., Осипова Ю.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк*

При легировании стали ванадием основными материалами являются феррованадий, сплавы и лигатуры, получаемые непосредственно из ванадиевого шлака, ванадиевый чугун, конвертерный ванадиевый шлак, ванадийсодержащий металлопродукт, получаемый при дроблении и магнитной сепарации ванадиевого шлака, а также металлизированные ванадийсодержащие окатыши и экзотермические брикеты, применяемые чаще всего при выплавке низколегированных сталей. Ванадиевый шлак, как правило, вводят в печь или ковш, используя для восстановления ванадия из шлака алюминий [1 – 3]. Это приводит к удорожанию процесса и повышенному содержанию алюминия и неметаллических включений в металле, а также нестабильному усвоению легирующего элемента. Использование углеродосиликотермического восстановления ванадия и других элементов, содержащихся в конвертерном

ванадиевом шлаке, позволило исключить эти недостатки [4].

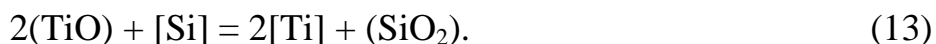
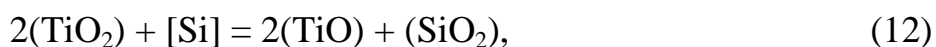
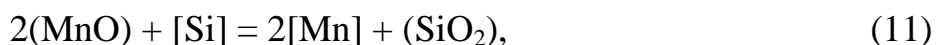
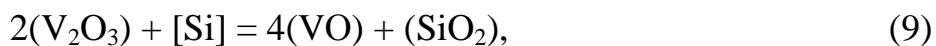
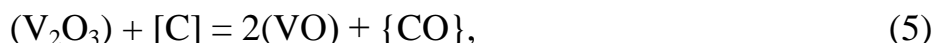
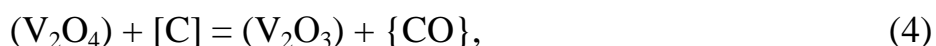
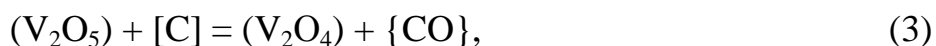
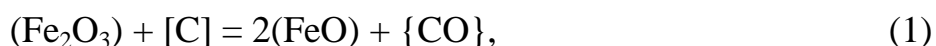
Для получения карбонитридной фазы используют азотированные ферросплавы, что также значительно повышает себестоимость процесса. Использование молекулярного азота для насыщения стали представляет значительный интерес ввиду его низкой стоимости и простоты процесса.

Физико-химическую модель процессов восстановления элементов, содержащихся в конвертерном ванадиевом шлаке, можно рассматривать как процессы, проходящие на двух границах раздела:

- 1 – шлак-металл, содержащий углерод и кремний на выпуске из печи;
- 2 – шлак-восстановитель, содержащий углерод (коквик) и кремний (ферросилиций).

Данные процессы при обработке стали конвертерным ванадиевым шлаком проходят при постоянном перемешивании металла (рисунок 1).

Процессы, протекающие на границе раздела шлак-металл и шлак-восстановитель, можно описать следующими реакциями:



При реализации результатов термодинамического моделирования процесса восстановления элементов из оксидов, содержащихся в ванадиевом шлаке, использовали готовый программный продукт – программный комплекс «Терра», который позволяет на основе принципа максимума энтропии находить равновесный состав многокомпонентной, гетерогенной термодинамической системы для высокотемпературных условий.

При выпуске металла из электропечи в ковш осуществляется присадка шлакообразующей смеси из извести, ванадийсодержащего шлака, раскислителей в виде силикомарганца. Шлак формируется из печного шлака, ванадийсодержащего шлака, шлакообразующих и продуктов раскисления.

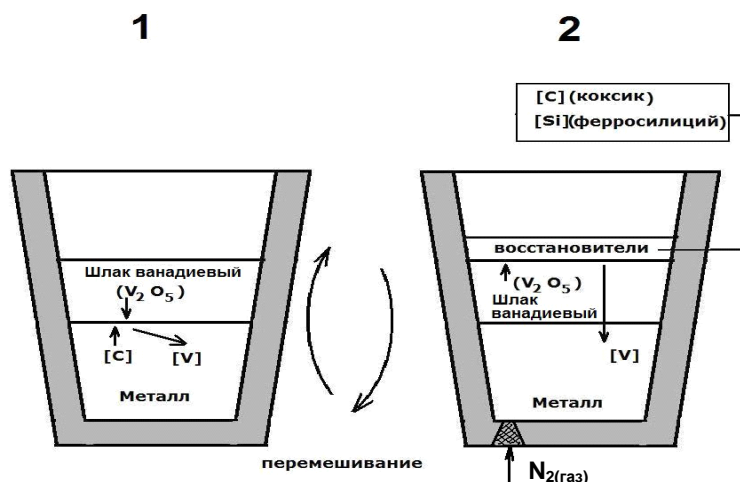


Рисунок 1 – Физико-химическая модель процессов, протекающих при обработке стали конвертерным ванадиевым шлаком и продувке

При расчетах принимали что количество извести, присаживаемой в ковш, составляет 0,7 т; количество электропечного шлака – 0,1 т; металла в ковше 110 т. Выпускаемый из дуговой электропечи металл содержит: 0,1 – 0,7 % С; 0,2 % Мп; 0,02 % S; 0,02 % Р. В ковш на выпуске присаживается 1,4 т силикомарганца, что обеспечивает содержание кремния в стали 0,2 %. Это отвечает условию предварительного раскисления стали. Температура металла в ковше составляет 1883 К.

Для термодинамического моделирования использовали данные, приведенные в таблице 1.

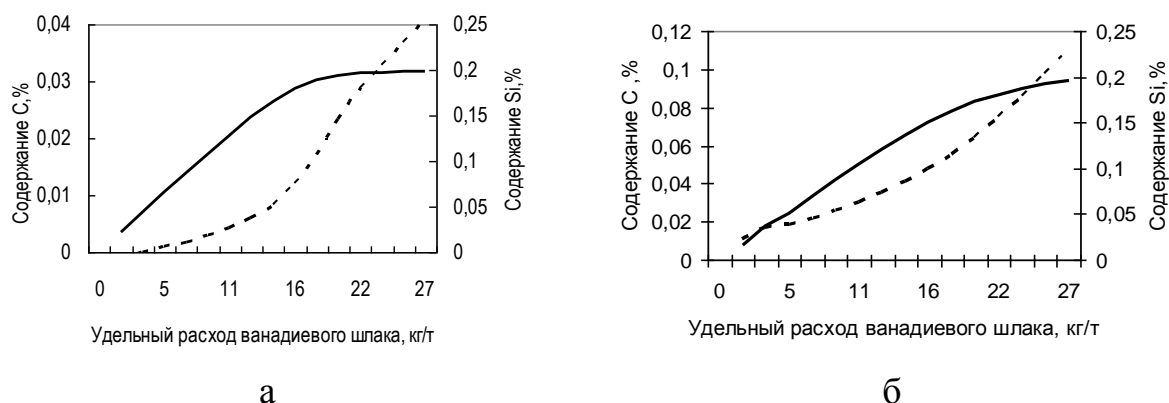
Таблица 1 – Химический состав материалов

Материал	Содержание элементов, %									
	V ₂ O ₅	FeO	MnO	SiO ₂	TiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	CaCO ₃
Конвертерный ванадиевый шлак	16,0	8,0	10,0	20,0	5,0	-	-	-	-	-
Электропечной шлак	-	25,0	8,0	15,0	-	45,0	2,0	2,0	2,0	-
Известь	-	-	-	2,0	-	85,11	1,8	1,0	-	9,09

Термодинамическая оценка процесса легирования стали при обработке ее ванадийсодержащим шлаком показала, что этот процесс может быть реализован в широком интервале содержания ванадия в стали. Содержание ванадия в стали определяется удельным расходом ванадийсодержащего шлака и содержанием углерода в выпускаемом металле и введенным в ванну печи кремнием (рисунок 2).

Из приведенного рисунка 2 следует, что содержание кремния в металле сначала возрастает пропорционально увеличению расхода ванадийсодер-

жащего шлака при относительно небольшом изменении содержания углерода. При равенстве раскислительной способности углерода и кремния меняется картина восстановления элементов из шлака. В этом случае изменение содержания углерода происходит пропорционально расходу ванадиевого шлака, и углерод является основным восстановителем. Следует отметить, что при совместном восстановлении углеродом и кремнием ванадия из ванадиевого шлака при расходе его 10 кг/т, коэффициент извлечения его составляет 95 – 98 %, и начинает резко снижаться при расходе его более 13 кг/т (рисунок 3).



а – $C_{исх.}$ 0,1 %; б – $C_{исх.}$ 0,5 %

Рисунок 2 – Изменение содержания углерода и кремния в зависимости от исходного содержания углерода в металле и расхода ванадийсодержащего шлака

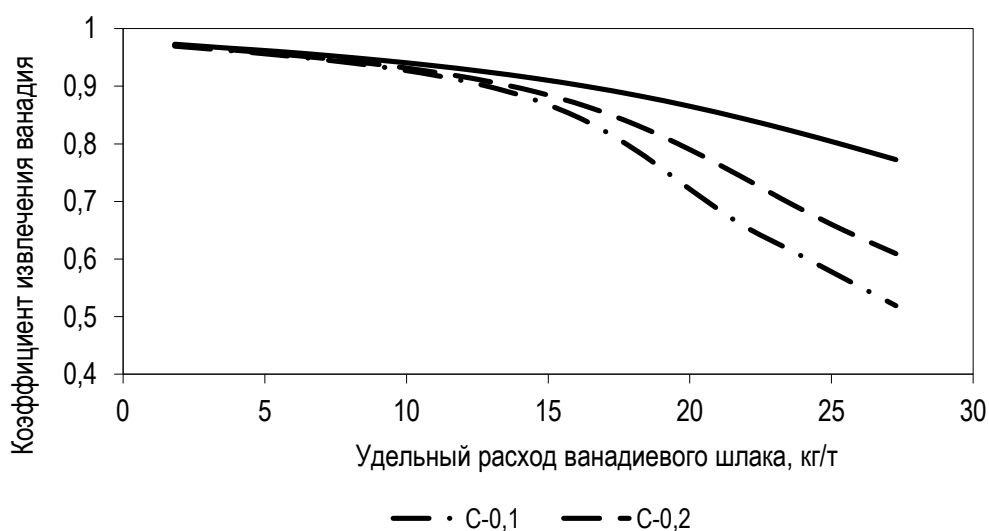


Рисунок 3 – Зависимость изменения коэффициента усвоения ванадия от расхода ванадиевого шлака при различном исходном содержании углерода в металле

Довосстановление ванадия из шлака можно проводить на установке печь-ковш углеродом кокса и кремнием ферросилиция. Результаты термодинамического моделирования показали, что для полного восстановления ванадия из ванадиевого шлака соотношение между восстановителями может быть определено из зависимости, представленной на рисунке 4.

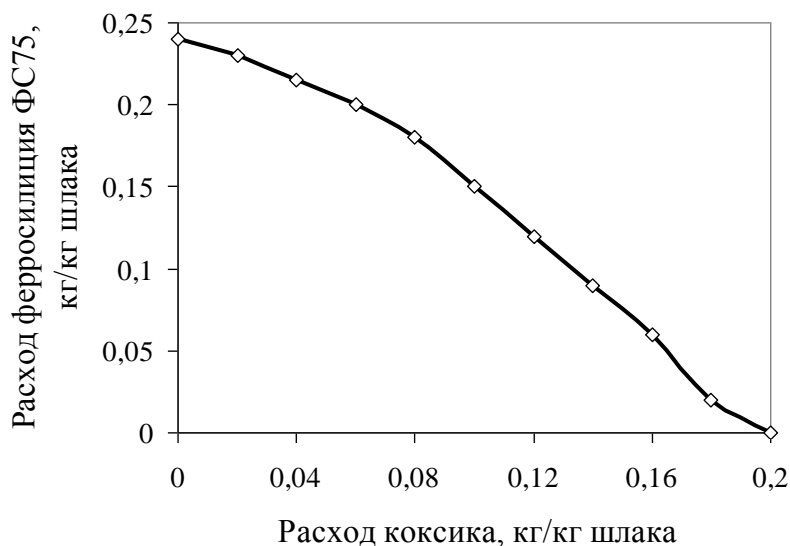


Рисунок 4 – Зависимость между удельным расходом восстановителей при углеродосиликотермическом восстановлении ванадия из шлака

Скорость процесса восстановления ванадия и других элементов из оксидов, содержащихся в ванадиевом шлаке, согласно работам ряда авторов [5 – 7] лимитируется в первую очередь растворением тугоплавких шпинелидов, в которых сосредоточено основное количество ванадия. Массоперенос компонентов металла и шлака к границам раздела шлак–металл или шлак–восстановители, а также отвод продуктов реакции от границ раздела в объем шлака и металла в связи с перемешиванием металла на выпуске и при продувке газообразным азотом не оказывают значительного влияния на скорость процесса восстановления ванадия.

При продувке стали в ковше азотом прирост содержания азота в стали зависит от способа продувки. При введении более 20 м³ азота при расходе его 45 – 60 м³/г в течение 20 минут через донные фурмы прирост азота в среднем составляет 0,005 % и не превышает 0,015 %. Прирост содержания азота при продувке через верхнюю погружаемую фурму за 15 минут составляет около 0,003 % и не превышает 0,012 % [8].

По данным автора [9], существенная часть карбонитридов ванадия и титана М (С, N) формируется в жидком металле. Азот, растворенный в металле, взаимодействует на наноуровне с восстановленным ванадием, карбидом ванадия, образуя нитриды и карбонитриды ванадия.

Выводы. Использование углеродосиликотермического восстановления ванадия из конвертерного ванадиевого шлака при обработке им стали на аг-

регате печь-ковш позволяет получить концентрацию ванадия в металле до 0,09 %. Одновременная продувка стали газообразным азотом в процессе легирования стали ванадием приводит к более полному извлечению ванадия и получению упрочняющих фаз – карбидов и карбонитридов ванадия.

Библиографический список

1. Дерябин А.А. Эффективность использования ванадийсодержащих конвертерных шлаков для прямого легирования рельсовой стали ванадием в ковше [Текст]/ А.А. Дерябин, Н.А. Козырев, В.В. Могильный и др.// Сталь. - 1998. - № 2. - С.19 - 21.
2. Ровнушкин В.А. Легирование стали промежуточными продуктами ванадиевого передела [Текст] / В.А. Ровнушкин, Л.А. Смирнов // проблемы производства и применения стали с ванадием: материалы Международного семинара. – Екатеринбург: УрО РАН, 2007. – С. 95 – 121.
3. Соловьев М.А. Разработка брикетов для полупрямого легирования стали ванадием [Текст]/ М.А. Соловьев, Н.В. Толстогузов // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 1996. - № 2. – С. 8-12.
4. Дмитриенко В.И. Термодинамическая оценка возможности легирования стали при обработке ее ванадийсодержащим шлаком / В.И. Дмитриенко, И.Д. Рожихина, О.И. Нохрина и др. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия . – 2010. - № 10. – С. 17-20.
5. Исследование условий процесса восстановления ванадия и железа из конвертерного ванадиевого шлака [Текст] / М.А. Голодова, В.И. Дмитриенко, И.Д. Рожихина, О.И. Нохрина, И.А. Рыбенко // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2011. - № 4. – С. 3-5.
6. Ровнушкин В.А. Технологические особенности ковшевого легирования сталей с применением ванадиевого шлака [Текст] / В.А. Ровнушкин // Труды второго конгресса сталеплавателей. – Москва, 1994. – С. 250-251.
7. Смирнов Л.А. Исследование процессов восстановления конверторных ванадиевых шлаков углеродом расплавов Fe–C_{нас} [Текст] / Л.А. Смирнов, В.Д. Шантарин, Ю.С. Щекалев // Известия АН СССР. Металлы. – 1970. - № 3. С. 42-48.
8. Гизатулин Р.А. Микролегирование стали азотом при продувке в ковше через донные и погружаемые фурмы / Р.А. Гизатулин, О.И. Нохрина, Н.А. Козырев // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2010. - № 6. – С. 30-33.
9. Филиппенков А.А. Разработка ванадийсодержащих сталей и высокоэффективных технологий их производства с целью повышения долговечности литых деталей в машиностроении и металлургии: диссерт. на соискание уч. степени докт. техн. наук. – Екатеринбург, 2002, с. 349.

МЕТОДИКА И СИСТЕМА РАСЧЕТА И ОПТИМИЗАЦИИ СТАТИЧЕСКИХ И СТАЦИОНАРНЫХ РЕЖИМОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

РЫБЕНКО И.А., МОЧАЛОВ С.П., МОЧАЛОВ П.С.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, rybenkoi@rambler.ru*

Технологические процессы сопровождаются сложным комплексом физико-химических превращений, протекающих в условиях твердых, жидких и газообразных сред и представляют собой сложную систему, в которой происходят процессы тепломассообмена и гидродинамики.

Для периодических процессов основным (базовым) является статический, а для непрерывных – стационарный режим, при которых достигается относительное постоянство характеристик входных-выходных потоков и их составляющих.

При этом одной из основных задач расчета технологии процесса в рамках заданной конструкции агрегата является определение базовых управляющих воздействий в ориентации на получение конечного продукта заданного состава при оптимизации требуемых критериев, что может быть достигнуто за счет правильного выбора состава компонентов входных потоков.

Для расчетов статических и стационарных режимов существующих технологических процессов разработано достаточно много методик, включающих различные подходы. Однако все они ориентированы на ручные расчеты, которые не предполагают многовариантность, а также исследование и оптимизацию режимов работы. Поэтому одной из основных задач является разработка универсальной системы для различных вариантов расчета, исследований и оптимизации технологических процессов. Система должна предусматривать выбор набора входных и выходных параметров для выбранного типа процесса и диапазона параметров и обеспечивать возможность получения математического описания взаимосвязи параметров потоков и процесса, которое является основой для решения задачи оптимизации.

При разработке системы расчета решались следующие задачи:

- оценка предельных энергетических возможностей процесса и определение термодинамических границ существования компонентов в системе;
- выбор оптимального набора компонентов входного потока с целью разработки вариантов технологий по переработке исходного сырья в готовую продукцию;
- оптимизация соотношений параметров в рамках выбранного технологического набора компонентов входного потока с целью получения заданного состава и температуры продукта, а также требуемых значений технико-экономических показателей;

– осуществление моделирования условий и режимов протекания процессов в системах с набором элементов, характерных для рассматриваемых технологий, с целью исследования;

– расчет, исследование и анализ результатов различных вариантов технологий.

Любой технологический процесс можно представить как сложную неравновесную стационарную систему, в которой устанавливаются постоянные по времени скорости химических (фазовых) превращений, что приводит к постоянным значениям параметров и концентраций компонентов в системе и в выходном потоке. Такая система является открытой и в стационарном режиме находится в текущем равновесии.

Технологический агрегат имеет системы, по которым поступают и отводятся конденсированные и газообразные входные потоки.

При анализе объекта исследования в рамках решаемой задачи были выделены основные типы химических реакций: тепловых, окислительно-восстановительных процессов и фазовых переходов. Для установления взаимосвязей между параметрами состояния и переменными входных и выходных потоков использовали законы термодинамики, сохранения массы и энергии.

Первоначально, когда конечное состояние системы не определено, возникает необходимость его оценки с использованием методов термодинамического моделирования, которые базируются на применении программного комплекса «Терра», в котором реализован принцип максимума энтропии, и термодинамического анализа совместного протекания в системе возможных химических реакций на основе расчета изменения энергии Гиббса и констант равновесия. Основной задачей термодинамического моделирования с использованием принципа максимума энтропии является оценка конечного состояния системы, на основании которого формируются исходные данные для последующего расчета и анализа термодинамической возможности протекания химических реакций с использованием константного метода. Термодинамические функции и параметры индивидуальных веществ, химических реакций и термодинамических систем, необходимость расчета которых возникает на данном этапе реализации методики, рассчитывались с использованием различных справочников, известных методик и программного комплекса «Терра».

Результатом термодинамического моделирования является оценка параметров процесса, диапазонов изменения и состава фаз выходных потоков для стационарного режима и определение условий протекания процессов.

Блок расчета материального и теплового балансов предусматривает гибкий выбор входных и выходных параметров системы с учетом результатов, полученных на этапе термодинамического моделирования для выбранного типа процесса и диапазона параметров. На данном этапе реализуется математическое описание взаимосвязи параметров потоков и процесса на основе законов сохранения массы и энергии.

В результате решения задачи оптимизации рассчитываются оптимальные расходы входных потоков при заданном критерии оптимизации и ограничениях. В качестве критериев выбраны: суммарный расход шихтовых материалов на единицу продукции; себестоимость продукции; энергозатраты на единицу продукции и производительность агрегата. Постановка задачи оптимизации заключается в нахождении экстремума одного из критериев при выполнении ограничений на диапазоны изменения расходов компонентов входных потоков, ограничений на параметры выходных потоков, соблюдение закона сохранения массы на уровне потоков, веществ и элементов, соблюдение закона сохранения энергии, выполнение целевых условий по остальным критериям.

Процедуры по расчету материального, теплового балансов и решению задачи оптимизации реализованы средствами EXCEL путем осуществления связей и математических расчетов между элементами, совокупности таблиц и применения встроеного оптимизатора.

Разработанная методика и система [1-2] использовалась для решения модельных и технологических задач по определению условий получения металла заданного состава и расчета возможных и оптимальных стационарных режимов в агрегатах струйно-эмульсионного типа для технологий: получения металла из чугуна с добавлением твердых окислителей; прямого получения металла из руд и пылевидных отходов; получения сплавов и прямого легирования металла [3].

С использованием методики и системы расчета были определены оптимальные режимы кислородно-конвертерного и электросталеплавильного процессов [4]. Проведено математическое моделирование и расчет термодинамических режимов получения марганца для макетной и опытно-промышленной плазменной печи.

Система расчета и оптимизации использовалась также для решения задач моделирования и оптимизации стационарных режимов сжигания суспензионного угольного топлива в вихревой адиабатической топке [5]. Результаты расчетов использовались при моделировании стадий и подпроцессов работы автоматизированных энергогенерирующих комплексов; расчете, исследовании и оптимизации режимов АЭГК, что позволило разработать новые технологические решения для действующих производств, а также создать теоретические основы и провести предварительные расчеты режимов при разработке перспективных автоматизированных энергогенерирующих и энерготехнологических комплексов различной мощности.

Библиографический список

1. Рыбенко И.А. Разработка средствами Excel системы расчета металлургических процессов / И.А. Рыбенко, С.П. Мочалов // Известия вузов. Черная металлургия.-2005.-№2.-С.55-58.
2. Мочалов С.П. Разработка методики и системы расчета процессов непрерывного получения металла в агрегатах струйно-эмульсионного типа /

- С.П. Мочалов, И.А. Рыбенко, В.Ю. Климов // Моделирование, программное обеспечение и наукоемкие технологии в металлургии: Тр. всеросс. науч.-практ. конф., посвященной 20-летию кафедры "Информационные технологии в металлургии", 2-5 апреля 2001 г. Новокузнецк, 2001.-С.193-199.
3. Моделирование условий и режимов процессов жидкофазного восстановления металлов / С.П. Мочалов, И.А. Рыбенко, Л.А. Ермакова, В.П. Цымбал // Моделирование, программное обеспечение и наукоемкие технологии в металлургии: Тр. всеросс. науч.-практ. конф., посвященной 20-летию кафедры "Информационные технологии в металлургии", 2-5 апреля 2001 г. Новокузнецк, 2001.-С.330-335.
 4. Павлов В.В. Анализ вариантов и расчеты процесса выплавки рельсовой стали в дуговой электросталеплавильной печи с применением чугуна. / В.В. Павлов, С.П. Мочалов // Моделирование, программное обеспечение и наукоемкие технологии в металлургии: Тр. 2-ой Всеросс. науч.-практ. конф.; под общей ред. С.П. Мочалова.-Новокузнецк: СибГИУ, 2006.-С.62-63.
 5. Мочалов С.П. Математическое моделирование стационарных режимов горения отходов углеобогащения в адиабатической камере / С.П. Мочалов, И.А. Рыбенко, П.С. Мочалов // Уголь.-2011.-июнь.-С.79-81.

УДК 519.876.2

ОБ ОЦЕНИВАНИИ ОЖИДАЕМОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ НОВОВВЕДЕНИЙ В СИСТЕМУ УПРАВЛЕНИЯ ИТ-СЕРВИСАМИ

Кулаков С.М., Зимин В.В., Кузенко А.М., Зимин А.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, kulakov-ais@mail.ru*

Введение.

Изменения структуры и механизма функционирования системы управления портфелем ИТ-сервисов, а также ввод в эксплуатацию новых версий сервисов, взамен устаревших, требуют решения задачи оценки ожидаемой эффективности нововведений на протяжении всего проектного цикла изменений. Эти прогнозные оценки позволяют уменьшить риск неэффективности внедрения нововведений. В данной работе предлагается методика оценки ожидаемой эффективности ИТ-проекта (изменения), осуществляемая на стадии проектирования.

Традиционный способ оценивания эффективности внедренного механизма управления или нового сервиса состоит в сравнении выборочных оценок технико-экономических и других показателей работы производственной или иной системы, которая приняла в эксплуатацию нововведение в периоды до и после его внедрения [1]. В случае значительного улучшения выбороч-

ных оценок (в результате внедрения изменения), определяется расчетный срок окупаемости нововведения и делается вывод о целесообразности дальнейшей эксплуатации нового механизма или сервиса. Данный способ обеспечивает вполне приемлемую точность оценок эффективности, но по сути своей является апостериорным и не может быть применен для оценивания ожидаемой (прогнозируемой) эффективности ещё не внедрённых нововведений.

Идея предлагаемой методики прогнозирования эффективности новой версии сервиса (или нового механизма управления сервисами) состоит в применении выборочных ретроспективных оценок значений показателей эффективности системы управления действующей версии сервиса (действующего механизма управления) за период, предшествующий внедрению новой версии (нового механизма) в сочетании с прогнозными экспертными оценками коэффициента изменения (улучшениями) показателей в соответствующий период после внедрения нововведения. При этом результирующая прогнозная оценка конкретного показателя эффективности определяется путем умножения выборочной оценки показателя эффективности на соответствующий коэффициент изменения этого показателя.

Предлагаемая методика.

Предлагаемая процедура оценивания ожидаемой эффективности нововведений в систему управления ИТ-сервисами построена по аналогии с известным методом натурно-математического моделирования (НММ) [2]. Основная идея НММ-метода состоит в многоцелевом использовании первичных данных, формируемых натурным объектом (например, производственным агрегатом) и его неполной (частичной) математической моделью пересчетного типа.

В предлагаемой процедуре оценивания эффективности нововведений используются натурные данные о функционировании действующей системы управления ИТ-активами провайдера и действующей системы управления объектами потребителя ИТ-сервисов. В качестве аналога пересчетной математической модели используются экспертные оценки. Учитывая это, подобно термину “метод натурно-математического моделирования”, предлагаемый способ оценивания можно назвать “способом натурно-экспертного оценивания”. Далее рассмотрим пошаговое описание названного способа на примере оценки ожидаемой эффективности новой функциональной структуры системы управления портфелем ИТ-сервисов, разработанной на базе сервисного подхода.

Пусть ожидаемая эффективность новой системы управления портфелем ИТ-сервисов определяется посредством сравнения оценок рентабельности действующей - R_D и новой - R_H системы управления:

$$R_D = \frac{D_D(S^B) - Z_D(S^B)}{Z_D(S^B)}, R_H = \frac{D_H(S^B) - Z_H(S^B)}{Z_H(S^B)}, \quad (1)$$

где $D_D(S^B)$, $D_H(S^B)$ – оценки дохода, полученного действующей - Д и новой

– Н системой управления организации провайдер от эксплуатации отобранного множества S^B типопредставительных ИТ-сервисов в период T_d ;

$Z_D(S^B)$, $Z_H(S^B)$ – оценки соответствующих затрат провайдера на поставку и эксплуатацию сервисов множества S^B . Формирование типопредставительного множества S^B сервисов осуществляется из полного множества S^C эксплуатируемых сервисов так, чтобы множество S^B охватывало все типы сервисов и включало по несколько однотипных представителей множества S^C , причем по каждому из них были доступны первичные данные для оценки дохода $D_d(S^B)$ и затрат $Z_d(S^B)$:

$$D_d(S^B) = \sum_{S \in S^B} d_d(S), \quad Z_d(S^B) = \sum_{S \in S^B} z_d(S),$$

где $d_d(S)$, $z_d(S)$ – соответственно оценки дохода и затрат действующей системы управления для отдельного эксплуатируемого сервиса $S \in S^C$, сделанные по утвержденной на предприятии - потребителе сервиса, методике учета.

Оценивание дохода $d_H(S)$ от предстоящей эксплуатации сервиса S в условиях новой системы управления портфелем сервисов и соответствующих затрат $z_H(S)$ осуществляется в предлагаемой методике путем пересчета оценок $d_d(S)$ и $z_d(S)$ с использованием экспертно найденных коэффициентов $\beta_d(S)$, $\beta_z(S)$ изменения дохода и затрат при переходе от действующей системы управления на новую систему управления портфелем сервисов:

$$d_H(S) = \beta_d(S) \cdot d_d(S), \quad z_H(S) = \beta_z(S) \cdot z_d(S), \quad (2)$$

При этом доход $D_H(S^B)$ и затраты $Z_H(S^B)$ для множества типопредставительных сервисов S^B за период T_D определяется аналогично формулам:

$$D_H(S^B) = \sum_{S \in S^B} d_H(S), \quad Z_H(S^B) = \sum_{S \in S^B} z_H(S). \quad (3)$$

Формирование группы экспертов, организацию их опроса а также процедуру обработки экспертных данных применительно к методу непосредственной количественной оценки коэффициентов $\beta_d(S)$, $\beta_z(S)$ изменения доходов и затрат целесообразно осуществлять с учетом следующих рекомендаций:

– в группу экспертов следует включать тех специалистов, которые обладают практическими знаниями и умениями в области разработки, исследования, внедрения, эксплуатации а также приемки отдельных ИТ-сервисов в условиях конкретных организаций – потребителей этих сервисов;

– формулировка вопросов, предъявляемых экспертам должна выполняться с использованием привычной для них терминологии;

– поскольку количество специалистов – экспертов, имеющих опыт в сфере конкретных сервисов мало, при обработке полученных от них данных следует руководствоваться идеями теории малых выборок [3], а также использования срединного (медианного) мнения экспертов.

Учитывая изложенное выше, рассмотрим основные действия, связанные с реализацией предлагаемой методики оценивания нововведений в системе управления ИТ-сервисами.

1) Выбор конкретной организации – поставщика и интегрированной с ней организации – потребителя ИТ-сервисов, на примере которых решается задача оценки эффективности нововведений, в частности изменения функциональной структуры целевых критериев управления ИТ-деятельностью. Реальный пример таких организаций: ООО «Евразтехника», являющееся ИТ-провайдером для ОАО «Евраз-Западно-Сибирский металлургический комбинат», (Евраз-ЗСМК), который является потребителем около 1000 ИТ-сервисов.

2) Формирование множества S^B типопредставительных сервисов, на примере которых рассматривается предлагаемая методика.

Из этих требований из портфеля ООО «ЕвразТехника» были отобраны 13 ИТ-сервисов, сданных в эксплуатацию в 2011-2012 гг. Перечень из 5 сервисов, а также данные о затратах $Z_d(S^B)$ доходах $D_d(S^B)$ по ним приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Перечень и экономические показатели некоторых ИТ-сервисов ООО «ЕвразТехника», сданных в эксплуатацию в 2011-2012 гг.

№	Наименование ИТ-сервиса (проекта)	Затраты на разработку сервиса, руб. $z^p_d(s)$	Затраты на эксплуатацию сервиса, руб. $z^э_d(s)$	Доход провайдера от внедрения сервиса, руб. $d_d(s)$
1	СЭД ОАО «Южкузбассуголь»	328675	105176	428672
2	АС учета ферросплавов и углей	2749750	887487	3950000
3	Реестр платежей дирекции по снабжению	1012351	112470	1114534
4	Энергоучет ЭСПЦ и ССЦ ЕВРАЗ ЗСМК	7214239	2762711	13823190
5	ИТС ЭСПЦ под 100- метровые рельсы	1835301	2017650	4258853

3) Формирование группы экспертов, компетенции которых связаны с процессами создания и эксплуатации ИТ-сервисов, относящихся к множеству S^B . Применительно к сервисам, перечисленным в таблице 1, были отобраны несколько экспертов из числа опытных специалистов – разработчиков и эксплуатационников информационных технологий.

4) Опрос экспертов с целью оценки ожидаемых затрат Z_H на разработку и эксплуатацию сервисов S^B , а также дохода от их применения в условиях

новой (усовершенствованной) системы управления сервисами в сопоставлении с известными данными $Z_d^{(SB)}$ и $D_d^{(SB)}$ действующей системы управления. По результатам опроса формируется таблица 2 экспертных оценок.

Таблица 2 – Экспертные оценки коэффициентов K_{zp} , $K_{zэ}$, K_D изменения затрат Z_d и дохода D_d при условии внедрения новой системы управления ИТ-сервисами

Порядковый номер эксперта	Коэффициент изменения затрат на разработку K_{zp}	Коэффициент изменения затрат на эксплуатацию $K_{zэ}$	Коэффициент изменения дохода K_D
1	1,10	0,30	0,80
2	0,90	0,70	1,30
3	1,09	0,60	1,10
4	1,30	0,80	1,20
5	1,00	0,50	1,20
Медианная оценка коэффициентов	1,09	0,60	1,10

Согласованность мнений экспертов можно определить с помощью рангового коэффициента Кендала [4].

5) Оценивание ожидаемых значений экономических показателей каждого ИТ-сервиса $s \in S^B$, в соответствии с формулами (1). Для сервисов, перечисленных в таблице 1, эти оценки приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Оценки экономических показателей для действующей (ДС) новой (НС) системы управления сервисами

№	Ожидаемые затраты на разработку сервиса, руб. $Z_d^p(s)$	Ожидаемые затраты на эксплуатацию сервиса, руб. $Z_d^э(s)$	Ожидаемый доход от внедрения сервиса, руб. $d_d(s)$	Рентабельность R сервиса, %	
				ДС	НС
1	358256	63106	478539	-1,2	11,9
2	2997228	532492	4345000	8,6	23,0
3	1103463	67482	1225987	-0,9	4,7
4	7863520	1657627	15205509	38,0	59,7
5	2000478	1210590	4684738	10,5	45,9

Сравнение оценок R_d и R_n рентабельности типопредставительных сервисов множества S^B , представленных в таблице 6, позволяет сделать вывод о преимуществе новой системы управления сервисами (по сравнению с действующей системой) по критерию рентабельности на 5- 35 %.

Библиографический список

1. Виленский П.Л. Оценка эффективности инвестиционных проектов. Теория и практика /Учебное пособие, 2-ое изд. –М.: Дело, 2002.-888с.
2. Зельцер С.Р., Авдеев В.П., Тараборина Е.Н. Способ реализации натурно-математического моделирования// Известия вузов. Чёрная металлургия, 1980, с.128-131
3. Балинова В.С. Статистика в вопросах и ответах: Учебное пособие. –М.: ТК Велби, Издательство Проспект, 2004. – 344с.
4. Лагутин М.Б. Наглядная математическая статистика: Учебное пособие.- М.: БИНОМ. Лаборатория значений, 2007.-472с.

УДК 661.665:[658.567.1:669]

ПРИМЕНЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА КАРБИДА КРЕМНИЯ

Полях О.А., Руднева В.В., Якушевич Н.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, kafcmet@sibsiu.ru*

Мировое производство карбида кремния составляет 600 – 700 тыс. т в год и оценивается в 670 млн. долл. США. Крупнейшими сферами использования карбида кремния являются металлургия (около 45 % мирового спроса), производство абразивов (до 30 %) и огнеупоров (до 25 %). Маломасштабными по фактическому объему (менее 1 %), но интенсивно развивающимися и имеющими высокую стоимостную оценку, являются рынки сбыта карбидокремниевых порошковых материалов: порошка с размером частиц менее 1 мкм (т.н. «микронизированный карбид») для керамики и нанопорошка с размером частиц менее 100 нм (т.н. "нанокарбид") для высококачественной конструкционной керамики и гальваники. Введение в обращение карбида кремния в виде нанокарбида открывает новые направления его применения.

Мировые производственные мощности по выпуску карбида кремния всех видов оцениваются в 1,1 млн. т в год. Географическая структура их распределения характеризуется следующими данными (тыс. т в год): Китай – 400-500, Норвегия – 85, Россия – 70, Япония – 59, США – 42, Венесуэла – 41, Канада – 40, Украина – 32,5, Бразилия – 30, Испания – 20, Польша – 20, Мексика – 20.

Лидером на мировом рынке производства карбида кремния является французская компания-гигант «Saint-Gobian». На втором месте находятся объединившиеся компании «Exolon-ESK» (США) и «Electroschmelzwerk Kempten GmbH» («ESK») (ФРГ). В России основным производителем карбида кремния является ОАО «Волжский абразивный завод» (г. Волжский Вол-

гоградской области), который выпускает кусок карбида кремния чёрного, зелёного и электротехнического, шлифзерно, шлифпорошки и микропорошки, абразивного инструмент на керамической и бакелитовой связках. Вклад России в мировое производство карбида кремния составляет около 70 тыс. т в год, т.е. 8,7 %.

Цены на зерно и порошки карбида кремния в последние несколько лет остаются стабильными и составляют (долл. США за т):

Чёрный, чистотой около 99 %	
Сорт 1	1400 – 1500
Сорт 2	1150 – 1300
Зелёный, чистотой свыше 99,5 %	1650 – 1850
Огнеупорный	
Сорт 1, чистотой около 98 %	1300 – 1400
Сорт 2, чистотой около 95 %	1050 – 1250
Микронизированный чистотой около 98 %	13000 – 15000
Нанокарбид чистотой около 98 %	200000 – 250000

В ближайшее время прогнозируется рост цен на нанокарбид кремния.

Новым направлением в технологии карбида кремния, позволяющим достичь нужных характеристик продукта и отвечающим требованиям ресурсосбережения, является использование в качестве сырья тонкодисперсных кремнезёмсодержащих материалов техногенного и природного происхождения, не представляющих ценности и имеющих большие объёмы накоплений. Так, например, объектом внимания исследователей и практиков-технологов в течение уже 25 лет является микрокремнезём различного происхождения (техногенный, природный, искусственно синтезированный). Общим свойством микрокремнезёма является его чрезвычайно высокая дисперсность, составляющая 4-10 нм у искусственно синтезированных кремнезёмуглеродных композиций, 100-200 нм у микрокремнезёма техногенного происхождения, образующегося при электроплавке кремния и высококремнистых ферросплавов, 1000-5000 нм у кремнезёмсоставляющей природных шунгитовых пород. Применение микрокремнезёма способствует освоению нанотехнологий в производстве карбида кремния и созданию наноматериалов на его основе.

К настоящему времени сформировались три направления использования микрокремнезёма в технологических процессах: синтез кремнийорганических соединений; вторичное использование в производственных циклах (при выплавке кремния и ферросилиция); синтез высокодисперсного карбида кремния (рисунок 1).

Вследствие противоречивости существующих данных о характеристиках микрокремнезёма, проводилась его комплексная физико-химическая аттестация, которая включала определение фазового и химического составов, удельной поверхности, размера и морфологии частиц. Исследовался микрокремнезём, получаемый при производстве кристаллического кремния Kp1 на ОАО «РУСАЛ – Иркутск» (МК-Kp) и ферросилиция марки ФС75 на ОАО

«Кузнецкие ферросплавы» (МК-ФС).

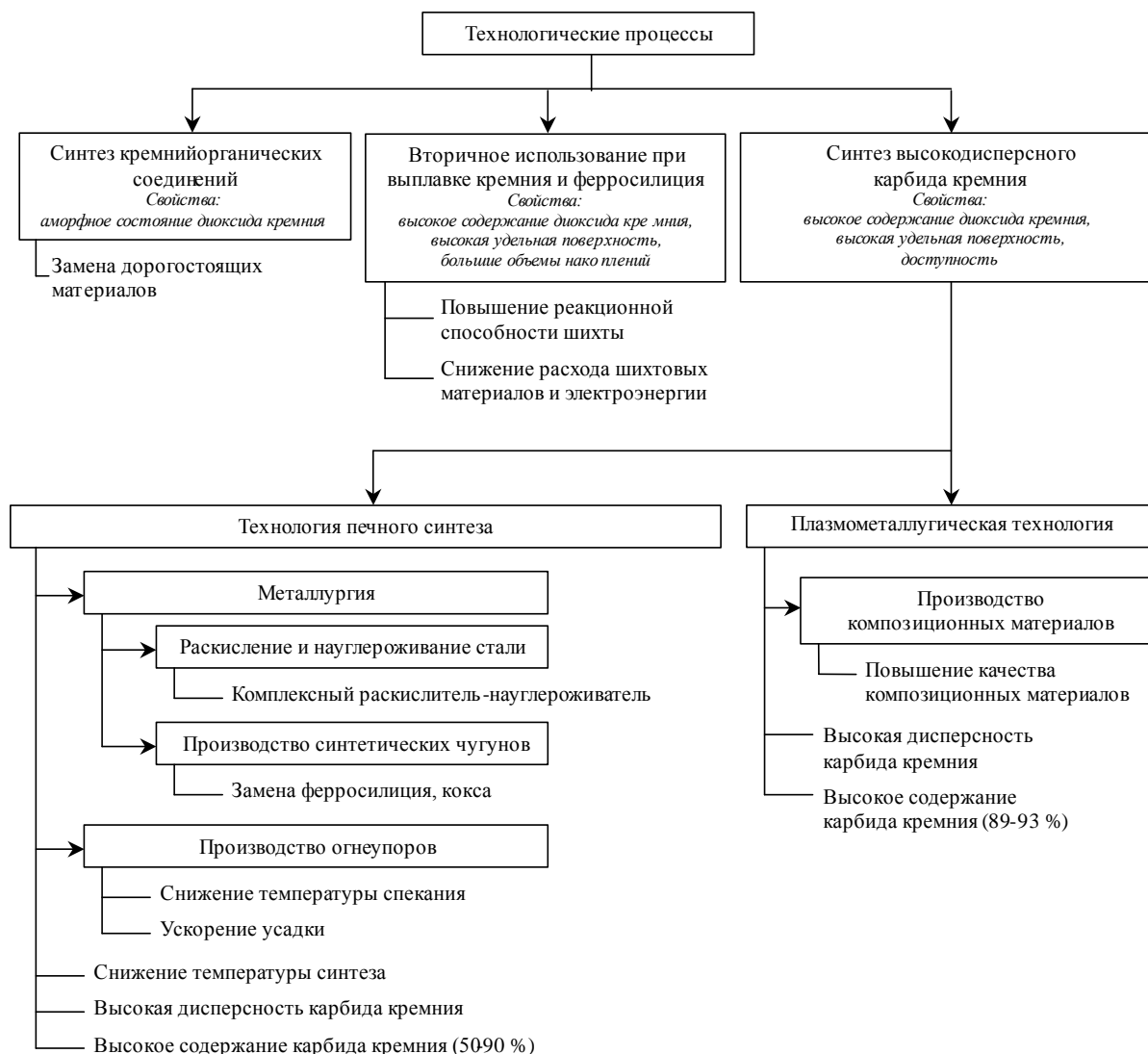


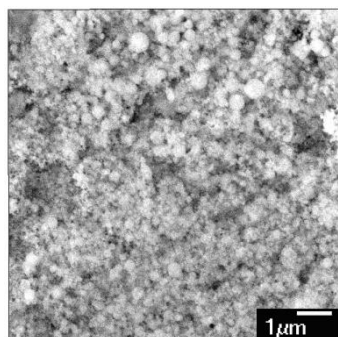
Рисунок 1 – Использование микрокремнезёма в технологических процессах

Техногенный микрокремнезём обоих видов представлен следующими фазами: β -кristобалит, α -кварц, оксиды железа, силикаты. В микрокремнезёме МК-ФС присутствует магнетит, а в микрокремнезёме МК-Кр – шпинель $\text{FeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$. Установлено также присутствие в микрокремнезёме обоих видов оксидов кальция, фосфора, магния, марганца, титана, а также свободных углерода и кремния. Количественные различия в химическом составе микрокремнезёма касаются, в основном, содержания кремнезёма, соединений железа и свободного углерода (таблица 1). Удельная поверхность микрокремнезёма обоих видов составляет $20000\text{--}22000 \text{ м}^2/\text{кг}$. Изучение микрофотографий, полученных методами просвечивающей (ПЭМ) и растровой (РЭМ) электронной микроскопии, показывает, что оба вида микрокремнезёма в состоянии поставки представлены агрегатами шарообразной формы различных размеров, изменяющихся в широком диапазоне – от 100 до 600 нм. Отдельные агрегаты образованы шарообразными частицами преимущественно раз-

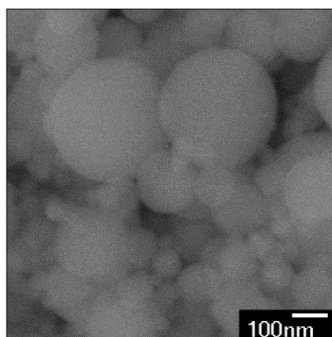
мера 50-80 нм, число которых в агрегате зависит от его крупности (рисунки 2, 3).

Таблица 1 - Химический состав микрокремнезёма

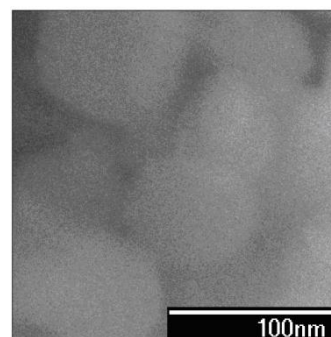
Элемент	Содержание, % масс.	
	Микрокремнезём МК-Кр	Микрокремнезём МК-ФС
Ca(CaO)	0,30	0,52
Al(Al ₂ O ₃)	0,40	0,68
Fe(Fe ₂ O ₃)	0,36	0,6-1,4
P(P ₂ O ₅)	0,18	0,20
Mn(MnO)	0,05	0,30
Mg(MgO)	следы	1,08
Ti(TiO ₂)	0,01	Следы



а



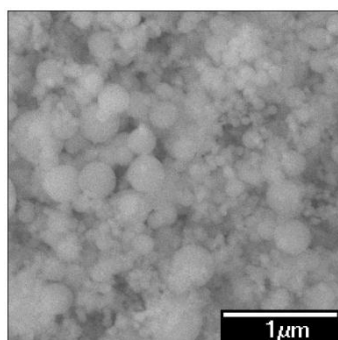
б



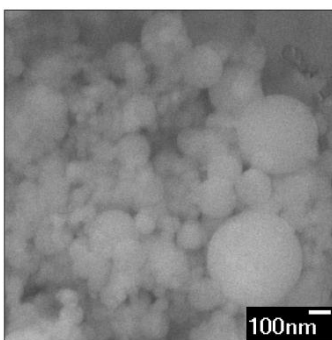
в

а – в состоянии поставки; б – ансамбль частиц и агрегатов;
в – отдельные частицы

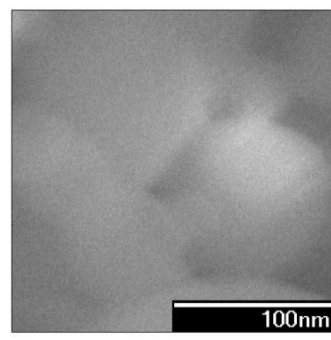
Рисунок 2 – Микрофотографии (РЭМ) микрокремнезёма МК-Кр



а



б



в

а – в состоянии поставки; б – ансамбль частиц и агрегатов;
в – отдельные частицы

Рисунок 3 – Микрофотографии (РЭМ) микрокремнезёма МК-ФС

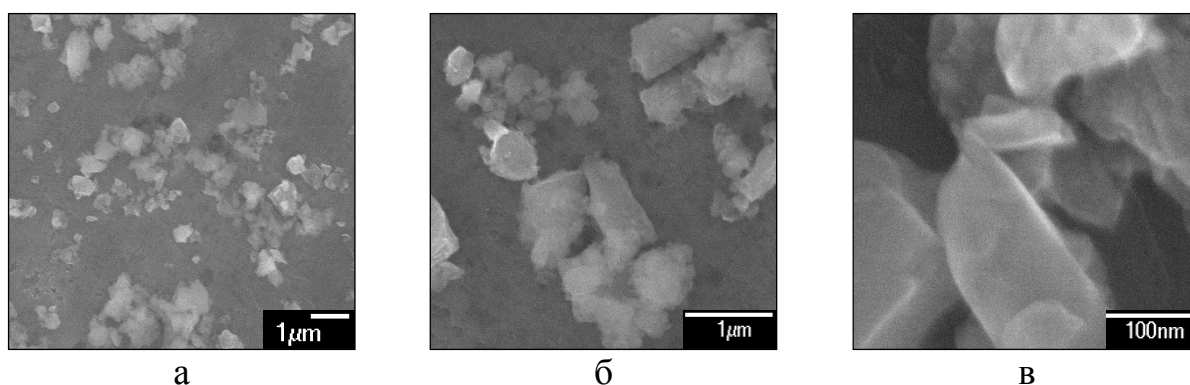
Для производства высокодисперсного карбида кремния на основе микрокремнезёма разработаны две технологии: плазмометаллургическая и

печного синтеза, результаты реализации которых представлены в таблице 2. Микрофотографии микропорошка и нанопорошка карбида кремния – на рисунках 4, 5.

Таблица 2 - Условия получения и основные характеристики карбида кремния

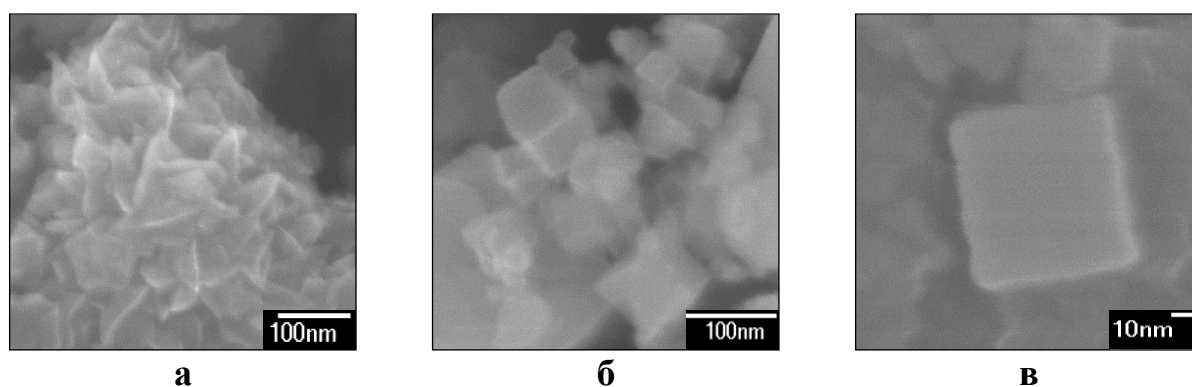
Условия получения и характеристики карбида кремния	Плазмометаллургическая технология	Технология печного синтеза
Оборудование	плазмометаллургический реактор	электропечь сопротивления
Сырьевые материалы кремнезёмсодержащие: углеродсодержащие:	микр кремнезём производства кремния и ферросилиция природный газ (94,5% об. CH ₄)	микр кремнезём производства кремния и ферросилиция коксовая пыль (82,69 % масс. C); сажа
Температура процесса	начальная температура плазменного потока 5400 К; температура закали 2800-3000 К	1843 – 1943 К
Продолжительность процесса	$25 \cdot 10^{-3}$ сек	40-20 мин.
Фазовый состав	β -SiC, аморфный кремнезём	α -SiC, муллит, силикат
Химический состав, % масс.	карбид 90,87-93,23	карбид 89,77-92,02
Сопутствующие примеси	- кремний 0,61-1,04 - оксид 4,93-7,59 - углерод 0,61-0,95	- кремний 1,06-1,32 - оксид 1,61-3,06 - углерод следы
Удельная поверхность, м ² /кг	36000-38000	3000-4000
Средний размер частиц	61-65 нм	0,2-0,9 мкм
Форма частиц	ограниченная	неправильная, осколочная

Плазмометаллургическая технология позволяет получать продукты в виде нанопорошков с минимальным количеством поверхностных дефектов, а управление процессом синтеза (регулирование состава газовой фазы, введение определенных добавок) обеспечивает требуемый состав. Получаемый таким способом порошок карбида кремния соответствует требованиям, предъявляемым к компонентам электроосаждаемых композиционных покрытий и может быть использован в гальванотехнике. В настоящее время потребность в карбиде кремния с подобными характеристиками удовлетворяется, в основном, за счет особо тонких абразивных микропорошков.



а – ансамбль частиц; б – отдельные частицы;
в – поверхности отдельной частицы

Рисунок 4 – Микрофотографии микропорошка карбида кремния – РЭМ



а – морфологическая картина агрегата; б – ансамбль наночастиц;
в – наночастица кубической формы

Рисунок 5 – Микрофотографии нанопорошка карбида кремния – РЭМ

При использовании технологии печного синтеза температура синтеза карбида кремния может быть снижена на $800-900^{\circ}$ (по сравнению с традиционным печным синтезом), а время синтеза сокращено до 20-40 минут, что позволяет осуществить непрерывный технологический процесс, организовать экологически чистое производство, снизить расход электроэнергии почти в 2 раза, значительно уменьшить себестоимость продукции и, соответственно, расширить возможности ее использования. Однако, предложенная технология печного синтеза не решает проблему направленного получения карбида кремния со специальным и регулируемым комплексом свойств. Полученный таким способом высокодисперсный карбид кремния может быть использован в металлургии, в производстве огнеупоров.

Таким образом, получаемый на основе техногенного микрокремнезёма карбид кремния может быть использован, по крайней мере, в трех направлениях: металлургия, производство огнеупоров и технология композиционных материалов. При этом значительное количество примесей в исходном сырье не имеет существенного значения в первых двух случаях, а в третьем случае нивелируется правильным выбором способа восстановительной переработки техногенных отходов.

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 669.1

РАЗВИТИЕ РОССИЙСКОЙ РЕСУРСНОЙ БАЗЫ МАРГАНЦЕВОГО СЫРЬЯ

Ходосов И.Е., Сидоров А.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, kafamsf@sibsiu.ru*

Марганец применяется для раскисления и легирования стали, потребность в этом элементе растет соответственно росту объемов производства стали. В большинстве случаев марганец вводится в состав стали в виде ферросплавов, для производства которых используется марганцевая руда, не добываемая на территории России. Для производства импортируется сырье из стран Украины, Казахстана, Турции, ЮАР, что в значительной степени приводит к повышению стоимости готовой продукции. Руда различных месторождений характеризуется индивидуальным минерально-химическим составом. Российская марганцевая руда низкого качества представлена труднообогатимыми карбонатными рудами. Актуальными являются работы по исследованию возможностей расширения собственной рудной базы, за счет использования месторождений Западной Сибири, а так же разработки технологий, позволяющих использовать бедные руды, повысить извлечение марганца и общую эффективность процесса производства.

С момента извлечения марганцевой руды из недр до конечного использования ферросплава, на различных этапах переработки, потеря основного элемента составляет до 70 %. Руды подвергаются обогащению, так как около 80 % фосфора, содержащегося в руде, переходит в ферросплав, в результате переработки теряется до 20 % полезного марганца. При производстве извлечение марганца в металл составляет около 60 %, в шлак 30 %, в улет 10%. Учтывая острый дефицит руды, возникает необходимость в разработке мер способствующих более полному использованию сырья. С целью повышения коэффициента сквозного извлечения марганца на кафедре Металлургии черных металлов стандартизации и сертификации СибГИУ были изучены вопросы применения гидromеталлургических технологии, заключающихся в переводе металлов из растворимых соединений в водный раствор, и последующее осаждение необходимого элемента. Применение гидromеталлургических схем позволяет:

- использовать вторичные материалы;
- производить комплексную переработку с высокими показателями извлечения необходимых элементов;

– снизить загрязнения окружающей среды.

Многочисленность методик и глубокая научная проработка вопросов гидрометаллургических процессов при обогащении марганцевого сырья, позволяют разработать конкретную технологию, применительно к существующим вторичным материалам и бедным марганцевым рудам. Запатентованы способы выщелачивания марганцевых руд растворами сернистой, серной кислотами, аммонийными солями, сернистым газом. Подробно изучен способ обработки марганцевого сырья сернистым ангидридом – дитионатный способ и возможности получения электролитического марганца. Переработка карбонатных марганцевых руд, именно такими характеризуются большинство балансовых руд Кузбасса, возможна выщелачиванием раствором хлористого кальция. Для быстрого и полного разложения природных карбонатов марганца, обработка руды проводится при более высоких температурах в условиях автоклавного выщелачивания. Для выщелачивания марганца расходуется известь, а сам хлористый кальций регенерируется. Достоинства данной методики заключаются в:

- использовании бедного сырья с низким содержанием полезного элемента;
- расходе не дефицитных материалов;
- отсутствии вредных примесей в готовом концентрате;

Особого внимания заслуживают отходы производства, в частности, пыль газоочистки и шлаки предприятия ООО «СГМК-ферросплавы», расположенного в г. Новокузнецк. Содержание марганца в пыли находится в пределах от 23,4 до 34,3 % , SiO_2 : 22,7 – 32,5 %; $\text{Fe}_{\text{общ}}$: 0,9 – 3,1 %. В лаборатории СибГИУ был проведен ряд экспериментов направленных на извлечение марганца из пыли путем применения кальцийхлоридного метода с получением концентратов химического обогащения. В качестве реагента использовался водный раствор кальцийхлорида с добавлением травильных компонентов, способствующих переводу в раствор оксидов марганца. В ходе проведения экспериментов использовались пробы пыли газоочистки рудовосстановительной печи, состав пыли приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав образцов пыли газоочистки

Номер пробы	Химический состав, масс. доля в %				
	SiO_2	S	CaO	$\text{Mn}_{\text{общ}}$	$\text{Fe}_{\text{общ}}$
I.	26,1	0,26	6,21	27,1	3,17
II.	27,0	0,17	8,79	27,9	1,74
III.	26,2	0,17	7,55	28,5	0,97
IV.	27,5	0,17	8,75	28,1	0,9
V.	26,9	0,27	4,0	32,4	1,01

Эксперименты осуществлялись в автоклаве с различными концентрациями, температурами и длительностью операций. В результате были полу-

чены концентраты автоклавного обогащения с химическим составом: Mn 54-65 %; Fe₂O₃ 0,02-0,05 %; P<0,009 %; SiO₂ 0,5 %. Извлечение марганца составило до 94-96 %.

Химическое обогащение шламов, шлаков и пыли производства марганцевых ферросплавов позволит получать концентраты, с высокими показателями качества (до 65 % содержание марганца), не зависимо от состава исходного материала. При этом в составе концентрата практически отсутствуют вредные примеси, что позволит использовать их в металлургии.

УДК 669.013: 005.71 – 022.51

МИНИ-МЕТАЛЛУРГИЯ ПОЛНОГО ЦИКЛА ДЛЯ РАЗВИТИЯ ВОСТОЧНЫХ РАЙОНОВ СТРАНЫ

ЦЫМБАЛ В.П.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, tsymbal@sibsiu.ru*

В последнее время стал как-то забываться знаменитый тезис: «Богатство России будет прирастать Сибирью». На самом же деле и в настоящее время бюджет страны в значительной мере держится за счет выкачивания потоков нефти и газа из Сибири. Но эти запасы, во-первых, не безграничны, во-вторых, должна же когда-то страна начать отход от сырьевой зависимости к развитию обрабатывающих и наукоемких отраслей, иначе она окажется неготовой к критической ситуации, которая может создаться при исчерпании запасов или нарастании трудностей со сбытом энергоресурсов.

Металлургия является одной из ключевых отраслей тяжелой индустрии (машиностроения, энергетики, строительства и т.д.) и может стать локомотивом для развития восточных районов нашей страны. Однако ожидать крупномасштабных инвестиций для строительства традиционных металлургических заводов полного цикла вряд ли возможно, потому что мировая металлургия находится в достаточно сложном положении из-за гигантизма, многозвенности, больших энергетических и материальных затрат.

В Сибири имеются огромные запасы железных, титано-магнетитовых и других полиметаллических руд и большие отвалы пылевидных железосодержащих отходов, которые пока не используются.

Хорошие мысли высказывались на VI Байкальском экономическом форуме относительно больших природных богатств и необходимости ускоренного экономического развития Сибири. Однако пора переходить к конкретным шагам и не надеяться преимущественно на иностранные инвестиции, поскольку при этом снижается потребность в творческом интеллекте внутри страны.

Российская же металлургия в связи с укрупнениями и поглощениями заводов, произошедшими перед началом кризиса, нацелена главным образом

на альянс с приобретенными зарубежными предприятиями. Главной целью крупных собственников металлургических предприятий является повышение капитализации, при этом некоторые российские заводы оказались по существу подсобными предприятиями зарубежных заводов. В конечном итоге это привело к монополизму и диктату цен, что снижает эффективность работы отраслей, потребляющих металл. Как было отмечено на одном из совещаний с металлургами и потребителями металла, металлурги не выпускают нужного потребителям металла по многим позициям и его приходится ввозить из-за рубежа.

В Китае почти половина металлургии является региональной. Она не связана с крупными мировыми металлургическими монстрами и решает главным образом задачи регионов. При этом эффективность этой металлургии значительно выше в связи с меньшими перевозками, как сырья, так и готовой продукции.

Реальным направлением развития восточных районов страны является создание региональной металлургии и в России. К этой мысли постепенно приходят потребители металла. В частности этот вопрос поднимался на совещании переработчиков металла, состоявшемся в г. Новосибирске 17 августа 2010 года, где было подчеркнуто, что машиностроительные заводы находятся в зависимости от крупных металлургических монополий, диктующих цены на металлопродукцию. Переработчики металла хотят уйти от этой зависимости через создание собственного металлургического производства.

Российская металлургия переживает сейчас не лучшие времена, но беспокойство вызывает деградация металлургии в Новокузнецке, а вместе с ней и когда-то славного металлургического города, который по недавнему рейтингу, не вошел даже в 50 городов России, благоприятных для проживания и деловой активности. Постепенное сокращение металлургического производства и смежных с нами отраслей, уже привело к тому, что молодые, активные люди уезжают из города, это можно утверждать даже без статистики.

Теряется преемственность поколений на будущее, чем славился Новокузнецк, в котором за 70 лет создан мощный металлургический интеллект, имеющий важное значение и для Российской металлургии.

Запсиб многие годы являлся лабораторией новых металлургических технологий, теперь же он неуклонно деградирует. Если смотреть объективно, то ни один собственник не будет вкладывать значительные средства в реконструкцию этого громоздкого производства, т.к. для этого нужно порядка 800 долларов на 1 тонну годового производства. За рубежом заводы, подобные Запсибу, выпускающие продукцию малой добавленной стоимости, либо не выжили, либо добились статуса реконструируемых, построив внутри себя мини-заводы, или коренным образом диверсифицировав производство. Ситуация со сбытом продукции на Запсибе, особенно строительного профиля, будет по-видимому, ухудшаться, поскольку в России последние годы стихийно начали возникать, небольшие региональные мини-заводы, ориен-

тированные в основном на строительный профиль. Строятся мини-заводы с использованием оборотного лома в Омске, Тюмене, Иркутске (Иркутскэнерго), Башкирии, в Еврейской автономной области и др. Большие планы по созданию металлургии в Томской области на базе огромного Багчарского месторождения железных руд.

Но предприниматели, строящие эти заводы (с некоторыми из них мы контактировали) уже сейчас начинают задумываться над тем, что ресурсы оборотного лома ограничены и в России и в мире. Лом последовательно дорожает. В связи с этим они понимают, что необходимо иметь в голове этих мини-заводов технологии, позволяющие получать первородный металл непосредственно из руды или металлосодержащих отходов.

Такая технология, позволяющая создавать мини-заводы, по существу, полного металлургического цикла, от руды до металла, была создана нашим коллективом и в 1991-2001 годах при поддержке бывших директоров Запсиба Кустова Б.А., Айзатулова Р.С., Смолянинова А.Г. и реализована в виде крупномасштабной опытной установки [1].

На основе этих разработок по заданию Б.А. Кустова и Р.С. Айзатулова был создан проект размещения двух установок СЭР (самоорганизующийся струйно-эмульсионный реактор), на освободившихся площадях цеха изложниц Запсиба. В 2001 году в соответствии с этим проектом в содружестве с Новосибирским заводом «Сибэлектротерм» началось проектирование первого пилотного образца установки СЭР, однако с приходом на Запсиб нового собственника финансирование создания этого агрегата было прекращено, а несколько позже было приостановлено и поддержание в действии полученных международных и Европейского патентов (в нарушение существующего договора с авторами).

В последние годы в связи с увеличивающимися трудностями в мировой и Российской металлургии начал проявляться интерес к этому процессу, который обладает существенными преимуществами перед известными в мире процессами [2,3]: малый удельный объем агрегата (меньше в 10-15 раз), капитальные затраты в 3-4 раза, энергоемкость (в 1,5 раза), полная замкнутость от атмосферы и возможность превращения отходящих газов в синтез-газ (бездымный процесс), возможность переработки пылевидных материалов (руды, отходов) без окомкования [4,5].

Однако, пока никто из предпринимателей, несмотря на проявленный интерес, не решился вложить (вообще-то, относительно небольшие, из-за высокой наукоемкости и малых размеров агрегата) средства в создание пилотного образца нового процесса.

По-видимому, без выделения бюджетных средств на этом первом этапе (создание пилотного образца) не обойтись. Необходимо довести процесс до коммерчески привлекательного уровня и тогда предприниматели (в том числе местные, что более предпочтительно) безусловно проявят интерес, так как процесс является очень конкурентноспособным в связи с высокой наукоемкостью, малым удельным объемом агрегата и энергозатратами.

Разработанный процесс и агрегат могут стать основой для создания альтернативной региональной мини-металлургии полного цикла опережающего научно-технического уровня.

Новокузнецк – единственный на востоке страны город, в котором имеется огромный металлургический интеллект, опыт, традиции, пока еще, сохранившиеся архивы и остатки опытных проектировщиков, заводы металлоконструкций (в том числе резервуарных), строительско-монтажная база. Все это дает основания полагать, что при определенных организационных усилиях в Новокузнецке в содружестве с Новосибирским машзаводом «Сибэлектротерм» можно создать своеобразный инженерно-производственный центр, в котором можно сосредоточить полный цикл работ: научно-техническая разработка, проектирование, отладка технологий, комплектация оборудования и монтаж «под ключ» новых мини-заводов. Создание «под ключ» основного технического агрегата (в связи с малыми его размерами) может взять на себя завод «Сибэлектротерм».

Предварительно можно рассматривать следующие этапы:

1. Создание совместно с заводом «Сибэлектротерм» пилотного образца процесса и агрегата СЭР производительностью 30 000 тонн в год. Необходимое финансирование порядка 300 млн. рублей (без здания).

2. Создание инженерного центра и полигона для отладки новых технологий (в принципе, можно найти подходящее готовое производственное помещение).

3. Создание головного промышленного образца агрегата СЭР производительностью 300 000 тонн в год (финансирование порядка 900 000 млн. рублей (без задания и инфраструктуры).

На этом этапе уже будет возможно привлечение внебюджетных средств.

4. Привлечение к этим работам машиностроительных заводов: Новокузнецкого завода резервуарных металлоконструкций, Юргинского машзавода и других, а также строительных, монтажных организаций и бизнес-сообщества.

5. Одновременно необходимо решить вопрос о доступности к металлосодержащим отходам, создать условия, при которых было бы очень накладно хранить отходы. Пока бизнесмены, которые хотели бы заняться переработкой отходов, наталкиваются на непреодолимые барьеры, т.к. они кому-то принадлежат.

6. Рассмотреть вопрос строительства мини-завода для переработки отходов, например, вблизи шламоотвала Запсиба, где лежат рядом и железосодержащие отходы и угольный шлам с содержанием углерода около 30% в смеси с флюсующими добавками.

7. На этом заводе можно получать на первых порах природно-легированную шихтовую заготовку, которая является весьма ликвидным продуктом и в России и за рубежом, даже не смотря на общее ухудшение ситуации в металлургии.

Естественно, представленные предложения требуют обсуждения и организационного оформления, но нам кажется (я выступаю от имени неформального коллектива ученых и специалистов), что их реализация позволит сделать шаг к тому, чтобы вернуть Новокузнецку значение одного из важных металлургических центров и в какой-то мере скомпенсировать возможные негативные последствия деградации традиционной металлургии и связанных с ней отраслей.

Следует подчеркнуть, что сокращение объема производства металла может привести к сокращению внутренней потребности в угле, усугублению проблем со сбытом и даже к снижению продажной цены, а это может иметь катастрофические последствия для Кузбасса.

Кстати предлагаемый процесс и агрегат позволяет одновременно с получением металла решать задачу глубокого использования энергии исходного топлива [6], поскольку загружаемый в агрегат уголь в первом реакторе используется как восстановитель металла, а затем может в потоке реформироваться в энергетический или синтез газ, то есть получается бездымный агрегат в котором один из продуктов (металл или газ) оказывается бесплатным [5].

Переработка отходов и глубокая переработка металлов с получением продукции высокой добавочной стоимости, это наиболее реальный путь диверсификации и создания высокотехнологичных рабочих мест. Ни электроника, ни нанотехнологии и т.п. в наших условиях не реальны, малый и средний бизнес нацелен в основном на торговлю и системы обслуживания, без развития реальной экономики его развитие также ограничено.

Если уже сейчас не принять каких-то серьезных мер, то и экологические и социальные последствия могут стать непредсказуемыми. И непонятно, кто будет развлекаться в ближайшем будущем в этих растущих как грибы ТРК.

Библиографический список

1. Запсиб: в Сибири рождается альтернативная наукоемкие металлургия постиндустриальной эпохи. Цымбал В., Кустов Б., Айзатулов Р. Металлы Евразии. 1996. № 8. С. 114.
2. Цымбал, В.П. Модели и механизмы самоорганизации в технике и технологиях. [В 3 Ч.]. Ч 3. - Примеры реализации идей и принципов синергетики: Учеб. пособие .[Текст] / В. П. Цымбал, С. П. Мочалов, С. Н. Калашников ; Под ред. В. П. Цымбала. — Новокузнецк: СибГИУ. - 2005. — 264 с.
3. Цымбал В.П., Мочалов С.П. В разделенных потоках. о новом способе и агрегате переработки природно-легированных руд и получения металлов. Металлы Евразии. 2006. № 6. С. 78.
4. Пат. № 2272849 Российская Федерация. МПК С22В 5/00 С22И 34/12 . Способ получения металлов из рудных материалов и агрегат для его осуществления. [Текст] / Цымбал В.П., Мочалов С.П.; заявитель и патентообладатель Цымбал В.П., Мочалов С.П. (RU). — № 2004122183/02; заявл. 19.07.2004; опубл. 27.03.2006, Бюл. № 9. 11 с.: ил.

5. Пат. № 2371482 Российская Федерация, МПК С21В 13/14. Способ прямого восстановления металлов с получением синтез-газа и агрегат для его осуществления [Текст] / Цымбал В.П., Мочалов С.П., Рыбенко И.А., Цымбал Ю.В.; заявитель и патентообладатель Цымбал В.П., Мочалов С.П., Рыбенко И., Цымбал Ю.В. (RU). — № 2007144892/02; заявл. 03.12.2007; опубл. 27.10.2009, Бюл. № 30. 12 с.: ил.
6. Цымбал, В.П. От самоорганизующегося струйно-эмульсионного реактора до энергометаллургического комплекса / В.П. Цымбал, С.П. Мочалов, А.А. Оленников // Черные металлы. — 2010. — № 5. — С. 17—22.

УДК 669.041

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ ТОМСКОЙ ОБЛАСТИ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОМЕТАЛЛИЗОВАННОГО СЫРЬЯ В СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

СТРОКИНА И.В., ЯКУШЕВИЧ Н.Ф., РУДНЕВА В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, chuzhinova.iv@yandex.ru*

Рост мирового спроса на продукцию черной металлургии, наблюдающийся на протяжении последних лет привел к образованию дефицита на рынке сырой железной руды и получаемого из нее железорудного сырья. Для успешного развития Сибирской металлургии необходимо создание прочной долговременной сырьевой базы, удовлетворяющей потребности развития производительных сил Сибири и Дальнего Востока.

Таким резервом, несомненно, являются осадочные месторождения железа и, в частности, крупнейший из них - Западно-Сибирский железорудный бассейн, потенциал которого, практически в 2,5 раза выше общих мировых запасов железных руд.

Одно из крупнейших железорудных месторождений, принадлежащее этому бассейну, Бакчарское месторождение Томской области. Запасы железной руды составляют ~ 38 млрд. т с содержанием общего железа по первоначальному прогнозу от 35 до 42 %. Месторождение рассматривается как потенциально долгосрочный источник сырья как для существующих металлургических комбинатов, так и для создания собственной инфраструктуры по добыче и переработке руды с последующей организацией самостоятельного металлургического и металлопрокатного производства.

Выгодное экономическое положение Бакчарского месторождения определяется близостью к крупным промышленным центрам (180 км западнее Томска и на расстоянии 200 км севернее Новосибирска), Кузнецкому угольному бассейну – и открытым нефтяным и газовым месторождениям (соответственно 600 и 400 км), к крупной энергетической системе и лесным бо-

гатствам.

В рамках научно-технического партнерства с Томской горнодобывающей компанией обсуждалась возможность организации металлургического производства по схеме: получение из рудных концентратов Бакчарского месторождения и углеродистого восстановителя металлизированных окатышей - плавка стали в электропечи, с последующей внепечной обработкой. В качестве восстановителя рассматривалась возможность использования бурых углей Таловского месторождения Томской области с общими ресурсами ~ 3,6 млрд.т.

Исследования показали, что использование бурых углей в восстановительных процессах проблематично из-за высокого содержания смолистых веществ (15÷18 % от общей массы), которые отлагаются в низкотемпературных горизонтах печных установок. В целях удаления смольных фракций, уголь с большим содержанием летучих подвергается процессу полукоксования. Полукоксы, получаемые из бурых углей, обладают на порядок большей реакционной способностью и более высоким содержанием элементарного водорода, по сравнению с другими твердыми восстановителями, что позволяет при восстановлении оксидов железа обойтись без дополнительного ввода водородсодержащих компонентов для обеспечения оптимальных концентраций водорода в газовой фазе. Работа на таком полукоксе обеспечивает снижение температуры начала восстановления, увеличение в несколько раз скорости химических реакций за счет высокой степени адсорбции и диффузии водорода на поверхности руды и углеродистого материала.

Полукоксы получали обжигом при разных температурах и времени выдержки в муфельной электропечи.

Оптимальный режим, при котором полностью происходит удаление смолистых фракций, а остаточное содержание летучих (7-15%) достаточно для обеспечения интенсификации процесса восстановления, наблюдается при температурах 575-580 °С и времени выдержки 30-40 мин.

Из железорудного концентрата Бакчарского месторождения, полученного в процессе обжиг-магнитного обогащения с валовым содержанием железа 58,8% и полукокса бурого угля Таловского месторождения ($A^d = 15,2\%$; $V^{daf} = 11,5$; $C_{TB}^d = 75,1\%$) в лабораторных условиях были изготовлены окатыши при помощи гранулятора тарельчатого типа. В качестве связующего использовалась глинистая суспензия бентонита.

Химический состав полученных сырых окатышей: $\%Fe_{общ.} = 51,99$; $\%SiO_2 = 7,42$; $\%Al_2O_3 = 4,10$; $\%CaO = 7,57$; $\%MgO = 0,15$.

Фракционный состав гранул после сушки: > 5 мм – 17%, 5-3,5 мм – 18%, 3,5-0,4 мм – 41%, $< 0,4$ мм – 24%.

Изучение кинетики процесса восстановления железорудных окатышей с полукоксом бурого угля проводилось в электропечи сопротивления. Окатыши и для сравнения порошкообразная шихта аналогичного состава обжигались при различной температуре и времени выдержки (10 мин., 20 мин.,

40 мин., 80 мин., 120 мин.) в кварцевых пробирках плотно закрытых графитовыми пробками.

По усредненным экспериментальным данным результатов химических анализов построены зависимости степеней восстановления железорудного сырья от продолжительности прокаливания при температурах 800⁰С, 900⁰С, 950⁰С (рисунки 1, 2 и 3 соответственно).

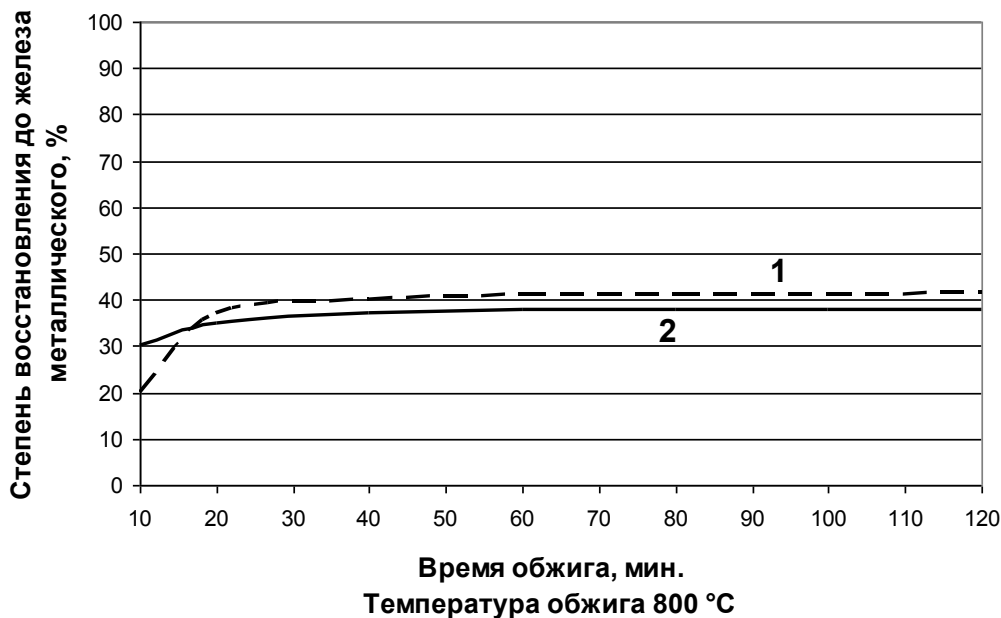


Рисунок 1 – Степень восстановления железорудного концентрата Бакчарского месторождения и полукокса бурого угля Таловского месторождения (1 - окатыши, 2 – порошок) от продолжительности обжига

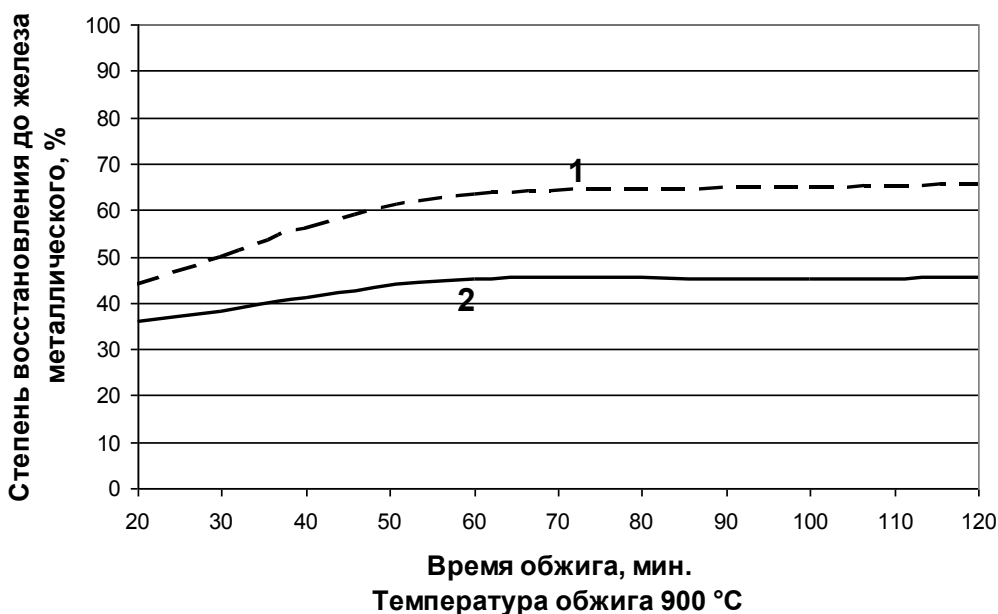


Рисунок 2 – Степень восстановления железорудного концентрата Бакчарского месторождения и полукокса бурого угля Таловского месторождения (1 - окатыши, 2 - порошок) от продолжительности обжига

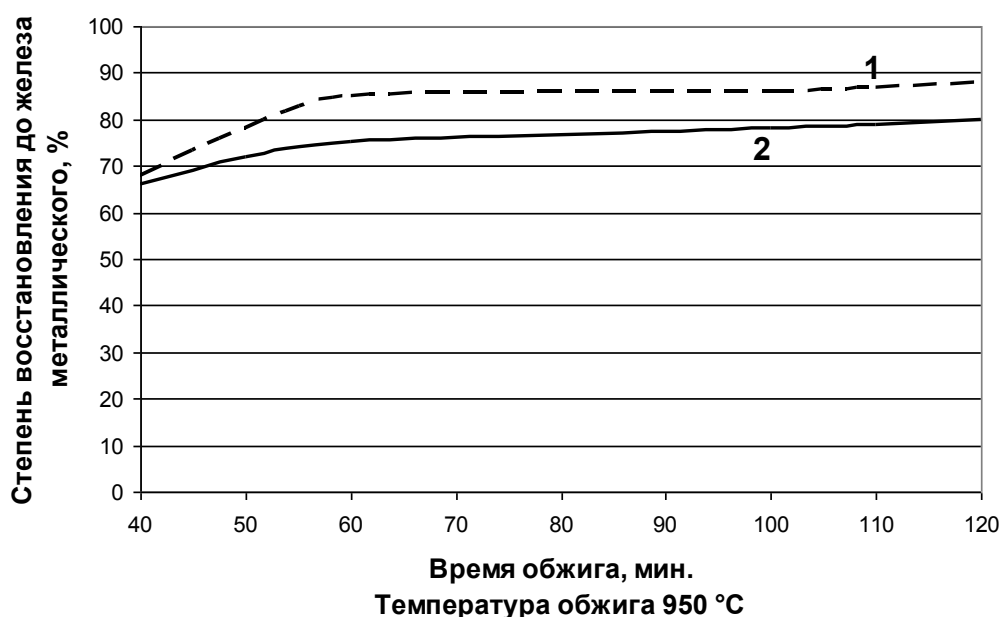


Рисунок 3 – Степень восстановления железорудного концентрата Бакчарского месторождения и полукокса бурого угля Таловского месторождения (1 - окатыши, 2 - порошок) от продолжительности обжига

Степень восстановления в окатанном железорудном сырье в единичных случаях достигала более 95 % при температуре 950 °С.

Оптимальными условиями для достижения наивысшей степени восстановления железа оказались выдержка ~ 1 час при температуре 950 °С.

Установлено, что скорость восстановления железа в окатанной шихте существенно превышает скорость восстановления в порошкообразной шихте. Объясняется это равномерным распределением всех компонентов шихты по объему окатыша, достаточно развитой поверхностью железорудного концентрата и полукокса. Большей скорости восстановления в окатанной шихте, чем в порошкообразной способствует также направленность теплового потока извне к центру окатыша, а также более высокое парциальное давление восстановительного газа внутри окатыша, по отношению к парциальному давлению того же газа в рабочем пространстве.

Таким образом, получение высокометаллизованного сырья из железорудных и буроугольных природных запасов Томской области осуществимо; а в случае организации самостоятельного сталеплавильного производства возможно также снижение энергопотребления на $\approx 120-130$ кВт·ч/т стали при использовании в шихте только металлизированных окатышей с температурой загрузки 550-600 °С.

РАЗРАБОТКА ПРОГРАММЫ ДЛЯ РАСЧЕТА МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ КРЕМНИЯ В РУДНО-ТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧАХ*

НЕМЧИНОВА Н.В., ФЕДОРОВ С.Н.

*Национальный исследовательский Иркутский государственный
технический университет,
г. Иркутск, ninavn@istu.edu, fedorov.sn29@gmail.com*

Кремний по распространённости в земной коре занимает второе место среди всех элементов: его содержание составляет по разным данным 27,6–29,5 % по массе; концентрация в морской воде 3 мг/л.

Чаще всего в природе кремний встречается в виде кремнезёма – соединений на основе диоксида кремния (IV) SiO_2 (около 12 % массы земной коры). Основные минералы и горные породы, образуемые диоксидом кремния – это песок (речной и кварцевый), кварц и кварциты, кремень, полевые шпаты. Вторую по распространённости в природе группу соединений кремния составляют силикаты и алюмосиликаты [1].



Рисунок 1– Кремний

Кремний применяется в металлургическом производстве: как легирующий элемент в сплавах, раскислитель при выплавке чугуна, в различных сплавах на основе кремния. Также применяется для производства кремний-

* Исследования выполнены при поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации, соглашение 14.В37.21.1064, НИР № 7.1019.2011.

органических материалов (стекло, керамика и т. д.) Возрастающая необходимость использования особо чистого кремния в производстве поликристаллического кремния для изготовления подложек, технологических слоев интегральных схем и создание солнечных батарей.

В промышленности технический (металлургический) кремний получают в руднотермических печах (РТП) из кремнеземсодержащего сырья восстановлением кремнезема углеродистым восстановителем. Необходимо, чтобы восстановитель имел высокие реакционную способность, низкое электросопротивление и был относительно дешевым. В качестве восстановителя на крупнейшем в России предприятии, выпускающем кремний металлургических марок, ЗАО «Кремний» ОК РУСАЛ (г. Шелехов Иркутской обл.) используют комбинацию различных углеродистых материалов: каменный уголь, нефтяной кокс, древесный уголь и т.п. [2, 3].

Для осуществления любых технологических процессов в первую очередь рассчитывают материальный баланс. Что касается процесса руднотермической плавки кремния, то материальный баланс в данном случае является одним из главных показателей точного определения количества расходуемых материалов с получением качественного конечного продукта при оптимальной работе РТП [4].

Материальный баланс имеет большое практическое значение, поскольку в нем отражается степень оптимального проведения технологического процесса. Чем он точнее составлен, тем, следовательно, детальнее изучена технология, тем меньше в балансе разного рода потерь, тем правильнее проводится процесс. Как правило, материальный баланс составляют в расчете на единицу массы 100 %-ного готового продукта. Различают теоретический и практический материальные балансы.

Теоретический материальный баланс рассчитывают на основе стехиометрических уравнений реакции и известных молекулярных масс реагирующих компонентов. Практический материальный баланс составляют с учетом состава сырья и выхода целевого продукта; при этом учитывают необходимые избытки некоторых компонентов, а также допустимые потери сырья, промежуточных и конечных продуктов, которые неизбежны при периодическом способе организации любого технологического процесса.

Для ускорения различных расчетов загрузки шихтовых компонентов, расчета выхода конечной продукции, расхода реагентов и т.п. разрабатываются различные автоматизированные программы [5, 6]. В современное время одной из проблем при ведении карботермического процесса является расчет материального баланса с оптимальной загрузкой шихтовых компонентов, который обычно проводят практически вручную на основе производственных данных. Тем самым подбор определенного режима проведения процесса становится очень трудоемкой операцией.

Исходя из этого, нами был предложен алгоритм программы для расчета материального баланса выплавки кремния в РТП в редакторе Microsoft Excel. Данная программа позволяет определить:

- состав комплексного восстановителя;
- количество углерода, необходимого для восстановления оксидов;
- химический состав готового продукта (технического кремния);
- количество образующегося шлака;
- необходимое количество воздуха для осуществления различных физико-химических взаимодействий в температурных зонах РТП;
- количество газов, образовавшихся в печи в ходе процесса;
- количество летучих веществ и влаги.

Исходными данными являются:

- химический состав исходных сырьевых материалов (кварца, восстановителя);
- данные технического анализа восстановителей;
- данные по распределению примесных элементов между фазами (газ, расплав, шлак)
- расход угольных электродов РТП (рисунок 2).

The screenshot shows an Excel spreadsheet with the following data tables:

Состав комплексного восстановителя:

№	Кварцит, %	Колумбийский уголь, %	Нефтевый кокс, %	Каменный уголь (Каз-и), %	Древесная щепа, %
1	100	25,5	7,6	14,4	32,3

Таблица 1 - Химический состав исходных сырьевых материалов и данные технического анализа восстановителей.

Материалы	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	TiO ₂	P ₂ O ₅	Na ₂ O	MgO	MnO	NiO	Cr ₂ O ₃	V ₂ O ₅	C	W	A	V
Сырьевые материалы																
Кварцит	99,2	0,06	0,12	0,006	0,004	0,0065	0,1	0,02	–	–	–	–	–	–	–	–
Нефтекокс	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	86,36	5,7	0,15	7,8
Каменный уголь	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	47	5,8	4,6	42,6
Древесная щепа	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	7,52	32,3	0,5	80,7
Вспомогательные материалы																
Электроды	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	97	0,5	1,7	0,8
Состав золь восстановителей																
Нефтекокса	22,2	15,4	5,32	3,76	0,168	0,373	6,66	1,2	0,127	13,4	0,022	17	–	–	–	–
Каз. кам. угля	31,8	3,55	22,80	3,38	0,765	0,452	4,06	6,16	0,086	0,016	0,068	0,068	–	–	–	–
Кол. кам. угля	42	12,9	27,5	3,38	0,715	0,498	3,13	3,17	0,057	0,022	0,034	0,154	–	–	–	–
Древесной щепы	4,49	1,9	0,712	45,1	0,08	4,8	0,227	20,5	3,65	0,015	–	–	–	–	–	–
Электродов	43,1	11	31,2	3,04	0,995	0,441	0,473	0,669	0,108	0,176	1,38	0,384	–	–	–	–

Рисунок 1 – Программа для расчета материального баланса выплавки кремния в РТП (исходные данные)

Расчет начинается с определения количества углерода, необходимого для восстановления кремнезема; далее рассчитывается состав шихты на 100 кг кварцита и перераспределение в нем углерода. По заданному распределению восстановленных примесей определяется количество кислорода, выделившегося при восстановлении оксидов составных частей загружаемой шихты. На основе уже полученных данных производится расчет химического состава выплавляемого металлургического кремния и распределение восстановленных элементов между продуктами плавки. Одной из важнейших задач программы является нахождение количества и состава получаемого шлака, т.к. этот показатель отображает степень извлечения основного металла. Также рассчитывается количество воздуха, необходимого для процесса

восстановления кремния (и основных элементов), и количество газов, образовавшихся в печи.

В результате расчета выводится итоговое окно материального баланса (рисунок 3), представленное в виде таблиц прихода и расхода материалов. В приходной части баланса приводятся данные по массе загружаемых шихтовых материалов и воздуха, вводимых в технологический процесс, а в расходной части – получаемых целевого продукта (кремния), других продуктов плавки и, если имеется, потерь.

	В	С	Д	Е	Ф	Г
401	золы нефтекосса	0,003	кг СО			
	золы казахстанского					
402	каменного угля	0,302	кг СО			
	золы колумбийского					
403	каменного угля	0,584	кг СО			
404	золы электродов	0,051	кг СО			
405			кг СО			
406	Всего:	84,421	кг СО			
410	Расчет количества летучих и влаги на 100 кг кварцита:			333,46		
Таблица 11 – Материальный баланс руднотермической плавки кремния на 100 кг кварцита						
	Приход			Расход		
	Исходные материалы	кг	%	Продукты	кг	%
418	Кварцит	100,00	25,80	Черновой Si	38,34	9,89
420	Нефтекокс	3,49	0,90	Шлак	0,71	0,18
421	Каз. кам. уголь	12,16	3,14	Газы	333,46	86,02
422	Кол. кам. уголь	21,53	5,55	Пыль	15,12	3,90
423	Древесная щепа	277,02	71,46			
424	Электроды	4,50	1,16			
425	Воздух	32,96	8,50			
426	Итого:	451,66	116,52			
427	Невязка:	-64,02	-16,52			
428	Всего:	387,64	100,00	Всего:	387,64	100,00

Рисунок 3 – Программа для расчета материального баланса выплавки кремния в РТП (итоговая таблица материального баланса)

Таким образом, использование указанной программы позволит оптимизировать процесс расчета материального баланса процесса получения кремния в РТП.

В дальнейшем при составлении программы (на языке программирования C++) нами планируется создание справочной базы о сырьевых материалах, используемых при выплавке металлургического кремния, и их свойствах.

Библиографический список:

1. ru.wikipedia.org
2. Катков О.М. Выплавка технического кремния: учеб. пособие. – Иркутск, 1997. – 214 с.
3. Немчинова Н.В., Клёц В.Э. Кремний: свойства, получение, применение: учеб. пособие. – Иркутск, 2008. – 272 с.
4. Электронный журнал «Молодежный вестник ИрГТУ» 2012 г. номер 4 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://mvestnik.istu.irk.ru/>
5. Свидетельство № 2011614945, Российская Федерация, Программа подготовки данных для ввода в физико-химические модели технологических процессов (версия 1) / Н.В. Немчинова, С.С. Бельский, А.К. Тимофеев; заявитель и патентообладатель ГОУ ВПО ИрГТУ. – № 2011613098, заявл. 29.04.2011; опубл. 23.06.2011.
6. Свидетельство №2012618462, Российская Федерация, Программа расчета материального баланса окислительного рафинирования кремния (RefOxSi) / Н.В. Немчинова, А.А. Тютрин; заявитель и патентообладатель ФГБОУ ВПО ИрГТУ. – 2012616166, заявл. 18.07.2012; опубл. 18.09.2012.

УДК 669.168

ВЫБОР ВОССТАНОВИТЕЛЯ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ СИЛИКОМАРГАНЦА

КАШЛЕВ И.М., СИДОРОВ А.В., НОХРИНА О.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
ООО «Сибирская горно-металлургическая компания «Ферросплавы»»,
г. Новокузнецк, kafamsf@sibsiu.ru*

При производстве марганцевых ферросплавов в рудотермических печах (РТП) углетермическим способом большое значение имеет выбор восстановительной смеси. Состав восстановительной смеси влияет на электрическое сопротивление ванны, которое можно увеличить за счет использования углеродистых восстановителей с высоким исходным электросопротивлением [1] от чего в результате зависит рабочее напряжение печи. Также немаловажное значение при выборе восстановителя имеют и экономические показатели.

Восстановительные процессы с использованием чистого кокса имеют ряд недостатков, хотя и значимость этих недостатков зависит от конкретно выбранного сплава. На подбор и поиск оптимального сочетания восстановителей при работе рудотермической электропечи может уйти не один месяц и не всегда расчетные показатели совпадают с результатами, полученными на практике. В состав восстановительной смеси могут входить несколько компонентов, кроме того предъявляются требования к гранулометрическому составу восстановителей и способу загрузки на колошник печи (центр либо пе-

риферия). Поиск оптимального состава восстановительной смеси, позволяющего максимально эффективно вести процесс (максимальное восстановление элементов, посадка электродов, электрические параметры электродов) при минимальных затратах, является очень важным вопросом при производстве любого сплава. Установлено, что углеродистый восстановитель в зависимости от величины поданного напряжения и своей природы уже в течение нескольких минут может нагреться до высокой температуры [2]. По данным авторов [3] обычный коксовый орешек при приложении к нему напряжения 80 – 100 В может повысить свою температуру до 2000 °С уже за 20 минут, что совершенно не допустимо при использовании в качестве сырья марганцевого агломерата содержащего в своем составе 52 % MnO. Для снижения температуры в верхних горизонтах печи и для предотвращения раннего шлакообразования необходимо использовать охладители поверхности колошника. В качестве рыхлителей и охладителей могут использоваться компоненты восстановительной смеси имеющие в своем составе достаточное количество летучих и влаги, такие как древесная щепа, длиннопламенный и бурый угли. Кроме того, эти же компоненты в верхних горизонтах колошника имеют высокое удельное электросопротивление и повышают сопротивление в зоне шихтовой проводимости.

Для улучшения работы РТП, выплавляющей силикомарганец, проведена опытная кампания по частичной замене коксового орешка полукоксом. Из данных, представленных в таблице 1, видно, что полукокк по своим физико-химическим свойствам ни чем не уступает коксовому орешку, а по некоторым показателям превосходит его. Среднее содержание углерода в обоих восстановителях можно считать примерно одинаковым, при этом полукокк имеет значительно более высокую реакционную способность и удельное электросопротивление. К положительным свойствам полукокса можно отнести и развитую пористую структуру.

Опытная кампания при выплавке силикомарганца марки MnC17 проведена в течение 25 дней с заменой коксового орешка полукоксом. В качестве базового был взят месячный период работы печи при выплавке ферросиликомарганца марки MnC17 со следующим составом восстановительной смеси (на 600 кг марганцевой руды): коксовый орешек – 190 кг, бурый уголь – 150 кг. В течение базового периода работа печи была обычной и не имела существенных отклонений от нормального хода.

В опытный период на печи тоже выплавляли ферросиликомарганец марки MnC17. Испытаны несколько вариантов шихтовки восстановительной смеси. Навеска полукокса составила в период I – 50 кг, в период II – 75 кг, 100 кг (период III).

Полукокк имел крупность 15-20 мм. Ни каких мероприятий по подготовке его к плавке не проводилось. В основу технологии получения используемого полукокса положен принцип автотермической (без внешнего теплоподвода) неполной газификации угля с использованием эффекта «обратной тепловой волны» в слое угля. В газификатор подается уголь и воздух, а про-

дуктами являются только среднетемпературный кокс (полукокс) и горючий газ.[4]

Таблица 1 – Физико-химические свойства углеродистых восстановителей

Показатели	Коксовый орешек	Полукокс	Бурый уголь
Технический анализ, %			
W ^a	9,9	1-1,3	35,0
A ^d	12,9	8,6	6,9
V ^{daf}	2,3	3,8	46,5
S ^d	0,42	0,13 - 0,22	0,35
P ^d	0,047	0,026 – 0,038	0,003
Содержание углерода, (C _{fix}), %	85,1	87,9	49,8
Содержание минеральных примесей на 100 кг углерода, (C _{fix}), кг	15,2	10,2	13,9
Химический состав золы по оксидам*):			
SiO ₂	47,98/7,29	54,29	17,6/2,45
Al ₂ O ₃	23,72/3,61	23,25	6,8/0,95
Fe ₂ O ₃	13,12/1,99	9,53	24,2/3,36
CaO	5,56/0,85	3,93	33,2/4,61
MgO	1,88/0,29	1,67	4,7/0,65
TiO ₂	1,01/0,15	0,75	0,2/0,03
P ₂ O ₅	0,68/0,10	0,48	0,1/0,01
Реакционная способность по CO ₂ при 1000° С, R _{co2} , см ³ /Г·с	0,47	2,39	5,47
Удельное электросопротивление по классу 6-3 мм, p=0,2 кг/см ² , ρ, Ом·см	3,9	19,7	
Плотность, г/см ³ :			
действительная, d _r ^d	1,952	1,833	1,697
кажущаяся, d _a ^d	1,040	0,641	0,891
Пористость, P _r ^d , %	46,7	65,0	47,5
Структурная прочность, Пс, %	87,4	73,1	55,7
Термическая стойкость, ПТС, %	98,7	80,4	25,8
* В числителе – содержание оксидов в золе %, в знаменателе – то же, на 100 кг углерода, кг.			

Опытную кампанию проводили с использованием марганцевой руды, которая имела качественные характеристики, представленные в таблице 2. Показатели работы печи в опытный период приведены в таблице 3.

Таблица 2 – Химический состав руды

Количество руды в колоше	Mn	Fe	SiO ₂	CaO	S
150 кг	42,7	2,4	17,5	6,94	0,211
450 кг	38,44	3,28	5,68	13,52	0,2

Таблица 3 – Показатели выплавки силикомарганца марки MnC17

Показатели	Базовый период				Опытный период I				Опытный период II				Опытный период III							
	Состав углеродистой части шихты (на 600 кг марганцевой руды), кг/колошу	Кокс – 190 кг; Полукокс – 0 кг; Уголь Б – 150 кг;				Кокс – 190 кг; Полукокс – 50 кг; Уголь Б – 0 кг;				Кокс – 110 кг; Полукокс – 75 кг; Уголь Б – 100 кг;				Кокс – 100 кг; Полукокс – 100 кг; Уголь Б – 100 кг;						
Производительность печи, баз.т/сут*)	28,2/100,0				27,37/97				28,94/102,6				28,5/101							
Удельный расход электроэнергии, Мвт·ч/баз.т*)	5,18/100,0				5,42/104,6				5,22/100,7				5,04/97,2							
Удельный расход сырья, т/баз.т:	Марг. руда				2283,59				2031,27				2444,48				2238,12			
	Кварцит				617				920,46				1037,94				1074,61			
	Кокс				469,84				505,16				432,37				386,23			
	Уголь бурый				393,96				-				406,11				358,58			
	Полукокс				-				192,43				337,62				333,76			
	Химический состав металла и шлака, %				Mn	Si	P	S	Mn	Si	P	S	Mn	Si	P	S	Mn	Si	P	S
				65,9	18,3	0,2	0,01	67,5	18,9	0,19	0,01	68,11	17,58	0,2	0,01	66,94	17,47	0,2	0,01	
				MnO	SiO ₂	CaO	MgO	MnO	SiO ₂	CaO	MgO	MnO	SiO ₂	CaO	MgO	MnO	SiO ₂	CaO	MgO	
				14,2	46,27	24,55	3,46	18,17	47,42	25,23	3,02	22,4	47,65	22,93	2,92	26,9	47	20,4	2,93	

*) В числителе – абсолютное значение показателя, в знаменателе – относительные в % сравнении с базовым периодом

Из данных таблицы 3 следует, что:

– при проведении I опытного периода была сделана попытка ведения технологии на восстановительной смеси «кокс 190 / полукокс 50». Это в сравнении с базовым периодом привело к снижению производительности печи (3 %), с увеличением расхода электроэнергии на базовую тонну (4,6 %), при этом значительно ухудшились электрические показатели работы печи (электроды поднялись вверх), также ухудшилась газопроницаемость колошника, в связи с чем в дальнейших опытных периодах к восстановительной смеси добавлялся бурый уголь;

– по результатам II опытного периода при работе на смеси «кокс 110 / полукокс 75/ уголь Б 100» производительность печи возросла (2,6 %), удельный расход электроэнергии на тонну практически не изменился в сравнении с базовым периодом (0,7 %), электрические показатели работы печи стабилизировались, газопроницаемость колошника восстановилась;

– итогами опытного периода III (кокс 100 / полукокс 100 / уголь Б 100) стало повышение производительности печи (1 %) со снижением удельного расхода электроэнергии (2,8 %) электрические показатели работы печи не изменились, повысилась «запыленность» колошника, ухудшилась газопроницаемость.

По результатам проведенной кампании стоит отметить, что с ростом использования в навеске полукокса возрастало количество MnO в шлаке, что говорит о неполном его восстановлении (суммарное количество твердого углерода в восстановительной смеси не изменилось), также с увеличением доли полукокса увеличивалась «запыленность» колошника и дозирочного отделения.

По итогам кампании по сочетанию всех факторов было определено, что оптимальная навеска полукокса в колоше составляет 70 кг, и проведено два опытных периода с использованием полукокса 70 кг и без него.

Показатели работы печи в опытный период приведены в таблице 4. Усредненные показатели работы печи получены путем деления соответствующих расходных показателей на суммарную продолжительность кампании, массу выплавляемого металла, расход электроэнергии.

Из данных таблицы 4 следует, что использование в колоше полукокса позволило повысить производительность печи на 8,85 %, и снизить удельный расход электроэнергии на 3,3 %. Электрические параметры печи при использовании полукокса не изменились, химический состав металла соответствует ГОСТ.

Выводы. По результатам двух проведенных опытных компаний установлено, что использование в восстановительной смеси полукокса положительно влияет на технико-экономические показатели получения силикомарганца марки MnC17, но при этом его количество в восстановительной смеси не должно превышать примерно 32,5 %. При увеличении количества полукокса в восстановительной смеси, технико-экономические показатели работы печи ухудшаются, снижаются электрические параметры работы печи, газопроницаемость колошника.

Таблица 4 – Показатели выплавки силикомарганца марки МнС17

Показатели	Опытный период I				Опытный период II			
Состав колоши, кг/колошу	Руда Мн – 600 кг; Кварцит – 125 кг; Кокс – 100 кг; Полукокс – 0 кг; Уголь Б – 130 кг;				Руда Мн – 600 кг; Кварцит – 125 кг; Кокс – 50 кг; Полукокс – 70 кг; Уголь Б – 130 кг;			
Производительность печи, баз.т/сут	30,5				33,2			
Удельный расход электроэнергии, Мвт·ч/баз.т	5,39				5,21			
Удельный расход сырья, т/баз.т:								
Марг. руда	1969,5				2346,9			
Кварцит	527,8				491,4			
Кокс	304,8				183,5			
Уголь бурый	459,7				454,8			
Полукокс	-				271,4			
Химический состав металла и шлака, %	Mn	Si	P	S	Mn	Si	P	S
	68,92	17,24	0,2	0,01	69,89	16,5	0,2	0,01
	MnO	SiO ₂	CaO	MgO	MnO	SiO ₂	CaO	MgO
	20	45,58	22	3	17,73	46,44	22,96	3,05

Библиографический список

1. Жучков В.И. Электрические параметры и конструкции рудовосстановительных электропечей / В.И. Жучков, В.Л. Розенберг, К.С. Елкин, Б.И. Зельберг. – Челябинск: Металл, 1994. – 192 с.
2. Новые подходы к управлению технологии плавки шлаковым и бесшлаковым процессами восстановления оксидов в условиях действующей электрической цепи / В.И. Кулинич, В.И. Пирогов, В.А. Матвиенко, В.А. Кожевников // Электromеталлургия. – 2000. – № 7. – С. 19 – 22.
3. Новые подходы к управлению технологии плавки шлаковым и бесшлаковым процессами восстановления оксидов / В.И. Кулинич [и др.] // Сталь. – 1999. – № 7. – С. 35 – 38.
4. Степанов С.Г. Новая энергосберегающая экологически чистая технология получения углеродных сорбентов в г. Красноярске / С.Г. Степанов, А.Б. Морозов, С.Р. Исламов // Красноярскэнергонадзор. – 2003. – Вып. 1.

УДК 669.168.5

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ НА УГЛЕРОДОТЕРМИЧЕСКОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ МАРГАНЦА И КРЕМНИЯ

ЛАЗАРЕВСКИЙ П.П., РОМАНЕНКО Ю.Е., РОЖИХИНА И.Д.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, kafamsf@sibsiu.ru*

Дефицит коксующихся углей, высокая стоимость коксования, и как следствие, высокая стоимость кокса – важная проблема металлургического комплекса. Перспективным вариантом ее решения является замена части кокса, как традиционного восстановителя при производстве ферросплавов, на значительно более дешевый ископаемый уголь без предварительной термической обработки.

Использование ископаемых углей не требует дополнительной подготовки и капитальных вложений. Стоимость же углей в несколько раз ниже стоимости кокса. Применение углей на металлургических предприятиях расширит их сырьевую базу и укрепит экономическую безопасность.

Однако ввиду большого разнообразия марок углей, отличия их качественных характеристик, данные по свойствам углей с точки зрения возможности их применения в металлургических процессах не обобщены и не систематизированы. В связи с этим применение углей в углеродотермических процессах требует всестороннего изучения.

Исследование влияния физико-химических свойств ископаемых углей на процесс восстановления кремния и марганца проводили с использованием каменного длиннопламенного угля марки Д (шахта «Инская» г.Белово) и уг-

ля бурого марки 2Б (влажность 30 – 40 %, разрез «Итатский», Тяжинский район). Запасы данных марок углей достаточно большие и сосредоточены в Кемеровской области.

Для сравнения использовали коксовый орешек производства ОАО «Алтай-кокс» (г. Заринск Алтайского края), широко применяемого в металлургической промышленности. Физико-химические свойства углеродистых восстановителей приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Физико-химические свойства углеродистых восстановителей

Показатели	Уголь длинно-пламенный ш. Инская	Уголь бурый р. Итатский	Коксовый орешек ОАО «Алтай-кокс»
Технический анализ, %			
A^d (зола)	5,64	7,83	11,92
V^{daf} (летучие)	43,53	46,76	1,83
W^T (влажность)	15,4	35,3	5,0
S^d (сера)	0,26	0,68	0,89
Содержание углерода в рабочей массе, %	55,6	49,1	84,6
Реакционная способность, $см^3/Г·с$	4,47	5,47	0,72
Удельное электросопротивление, Ом·см	$\geq 1,9 \cdot 10^6$	$\geq 1,9 \cdot 10^6$	3,59
Пористость, %	15,4	39,4	48,9
Химический состав золы по оксидам (в числителе – содержание в золе %, в знаменателе – на 100 кг углерода), кг:			
SiO_2	55,3/4,62	11,4/1,818	47,98/7,72
Al_2O_3	20,1/1,68	5,2/0,829	23,72/3,82
Fe_2O_3	8,5/0,711	10,3/1,643	13,12/2,11
CaO	9,7/0,811	42,7/6,811	5,15/0,829
MgO	3,7/0,309	4,8/0,766	1,76/0,283
P_2O_5	1,8/0,15	0,02/0,003	0,69/0,11
TiO_2	0,5/0,042	0,2/0,032	1,01/0,163
K_2O	1,26/0,105	0,2/0,032	1,887/0,303
Na_2O	0,57/0,047	0,15/0,024	1,37/0,221

Характерными свойствами исследуемых углей являются: пониженная зольность, высокая реакционная способность и высокое удельное электросопротивление в сравнении с коксом-орешком.

Ископаемые угли, применяемые в технологическом процессе при выплавке ферросплавов, испытывают воздействие высоких температур уже в верхних горизонтах колошника печи. На основе химического и петрографического анализа состава угля предсказать протекание процесса пиролиза и

определить состав его продуктов невозможно, пиролиз (термическое разложение) каждой конкретной марки угля изучается экспериментально.

В своей работе процесс пиролиза исследуемых углей изучали методом непрерывного взвешивания в интервале температур от 297 до 1273 К.

Результаты исследований (рисунок 1) показали, что термическое разложение каждого из исследуемых углей протекает при различных температурах: разложение бурых углей начинается при температуре на 150 – 170 градусов ниже, чем разложение длиннопламенных и протекает интенсивнее. Кроме того количество летучих, выделяющихся при пиролизе бурых углей, существенно больше, чем при пиролизе длиннопламенных.

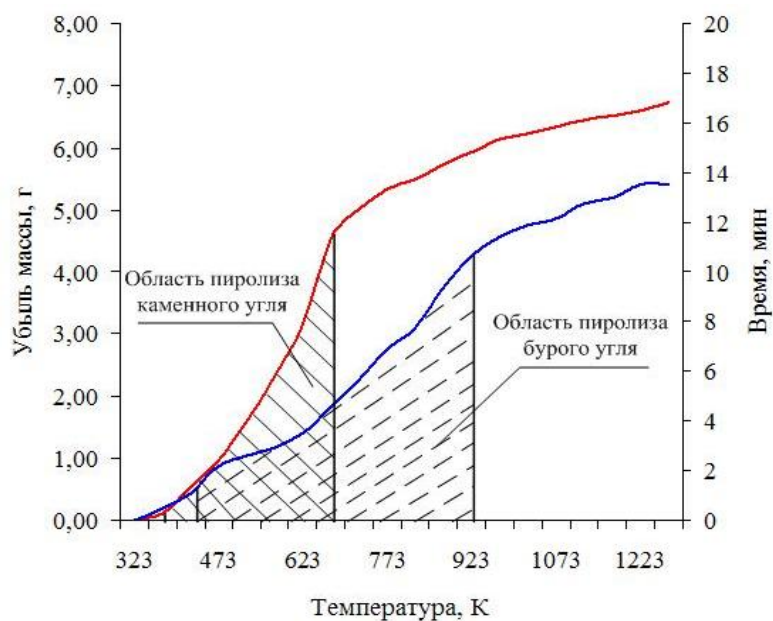


Рисунок 1 – Процесс пиролиза углей

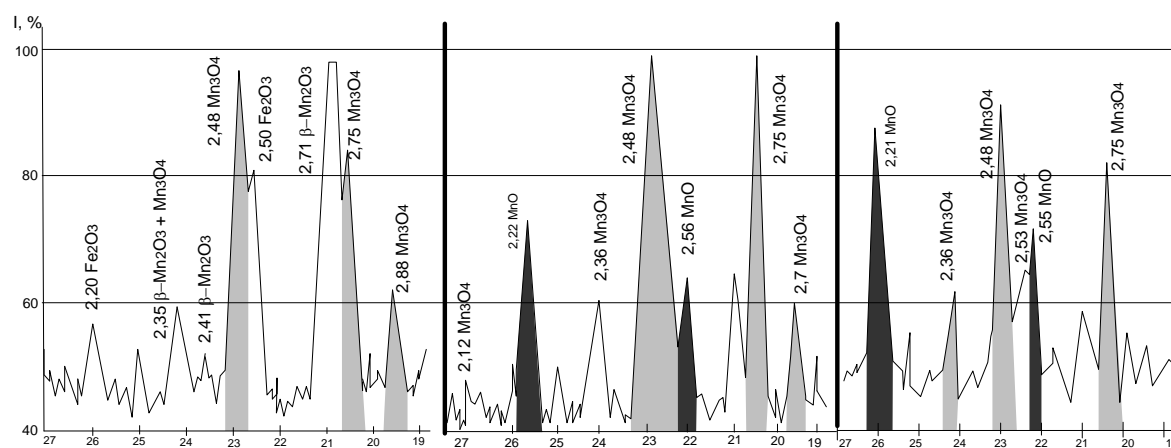
Визуальный анализ образцов углей после термической обработки показал, что в процессе деструкции углей формируется коксовый остаток, имеющий пористую структуру с многочисленными раковинами и трещинами.

На восстановление элементов из оксидов руд при использовании минеральных углеродосодержащих материалов большое влияние оказывает газовая фаза, содержащая углеводороды, образующаяся в процессе пиролиза углей. Предполагается, что углеводороды и сажа, образующаяся в результате термического разложения углеводородов, полученных при пиролизе углей, адсорбируется на поверхности рудного материала, интенсифицируя процесс восстановления [1].

Для оценки влияния газовой фазы на восстановление марганца и кремния из оксидов руд были проведены исследования бесконтактного (косвенного) восстановления. Серию экспериментов проводили в печи сопротивления с угольным трубчатым нагревателем в восстановительной атмосфере при температуре $T=1073$ К.

Для экспериментов использовали тигель из нитрида бора, на дно которого помещался углеродистый восстановитель, фракции 5 мм. Предварительно отшлифованный образец марганцевой руды Селезенского месторождения (%: 36,98 $Mn_{общ}$; 10,78 $Fe_{общ}$; 1,25 Al_2O_3 ; 14,5 SiO_2 ; 2,03 CaO , 0,11 P_2O_5) укладывали на молибденовую решетку, находящуюся на расстоянии 10 мм от восстановителя. Было проведено три серии экспериментов, в каждой из которой применяли разные углеродосодержащие материалы: каменный и бурый угли, а также для сравнения результатов традиционный восстановитель – кокс.

В результате проведения эксперимента получены образцы, которые после охлаждения подвергли рентгенофазовому анализу для оценки изменения фазового состава руды. Фрагменты участков дериватограмм исследуемых образцов марганцевой руды приведены на рисунке 2.



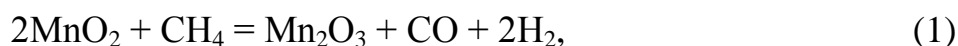
а) кокс; б) длиннопламенный уголь; в) бурый уголь

Рисунок 2 – Участки рентгенофазового анализа образцов руды после бесконтактного восстановления

На дериватограммах присутствуют дифракционные отражения гаусманита (Mn_3O_4) и манганозита (MnO). Согласно ранее проведенным термogravиметрическим исследованиям в руде Селезенского месторождения [2] термическая диссоциация курнакита (Mn_2O_3) до гаусманита (Mn_3O_4) происходит при $T = 1273$ К, а термическая диссоциация гаусманита с образованием манганозита (MnO) возможна лишь при $T = 1995$ К [3]. Таким образом, можно считать, что образованию гаусманита и манганозита в образцах при бесконтактном восстановлении при температуре 1073 К способствует не термическая диссоциация минералов, а горячие восстановительные газы.

Следует отметить, что при использовании кокса, манганозита в образце руды не обнаружено (рисунок 2, а), в отличие от образцов, когда в эксперименте участвовали угли.

Газовая фаза участвует в процессе восстановления марганца из оксидов руд, действуя по реакциям:

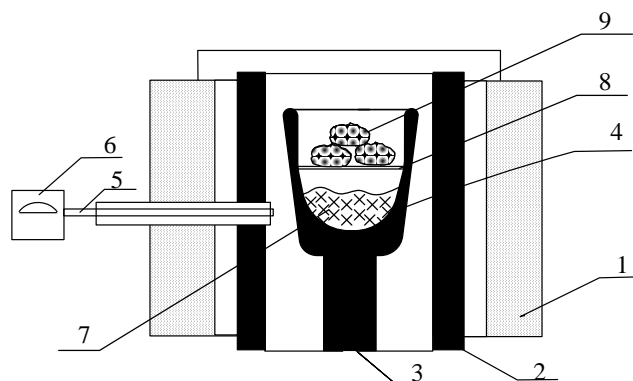


Образовавшиеся в результате реакции монооксид углерода и водород также принимают участие в восстановительных процессах по реакциям:



Проведенные исследования подтверждают, что использование углей без предварительной термической обработки положительно влияют на восстановление элементов из оксидов марганцевых руд. Установлено, что, благодаря летучим соединениям, выделяемым при нагреве ископаемых углей, процесс твердофазного восстановления высших оксидов марганца смещается в зону более низких температур, тем самым ускоряя и интенсифицируя процессы восстановления.

Эксперименты по оценке влияния газовой фазы на восстановление кремния из кварцита проводили по аналогичной с марганцевыми рудами методике. Однако, исходя из условий термодинамики восстановления кремния, образующиеся газообразные продукты (SiO) конденсируются на поверхности восстановителя и участвуют в реакции карбидообразования, в связи с этим в методику бесконтактного восстановления кремния внесены изменения. Схема лабораторной установки представлена на рисунке 3.



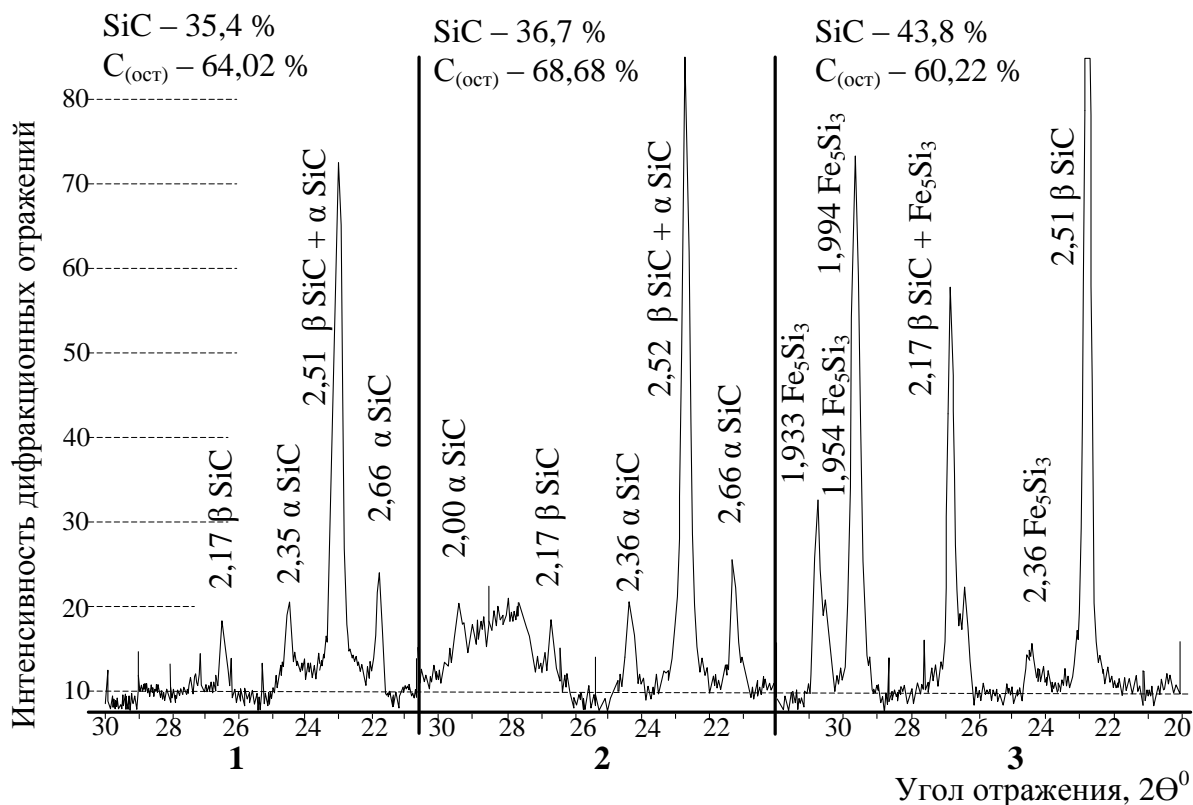
1. – печь сопротивления; 2 – угольный нагреватель; 3 – подставка;
 4 – тигель из нитрида бора; 5 – термопара ВР 5/20; 6 – потенциометр
 MASTECH M266; 7 – навеска; 8 – молибденовая перегородка;
 9 – образцы шихтовых материалов

Рисунок 3 – Схема экспериментальной установки

В тигель из нитрида бора помещали навеску из кварцита и кокса, сверху на расстоянии 10 мм от навески на молибденовую перегородку укладыва-

ли углеродсодержащий материал (кокс, длиннопламенный и бурый угли), фракцией 40 мм. Тигель помещали в предварительно разогретую печь сопротивления до температуры 1973 К и выдерживали в течение 60 минут.

После изотермической выдержке в образцах углей образовались поры и трещины, покрытые сплошной оболочкой конденсированного продукта зеленого цвета. Образцы углеродсодержащих материалов подвергали рентгенофазовому анализу, участки дифрактограммы образцов приведены на рисунке 4.



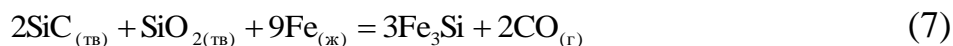
1 – кокс; 2 – длиннопламенный уголь; 3 – бурый уголь

Рисунок 4 – Участок дифрактограммы образцов углеродсодержащих материалов

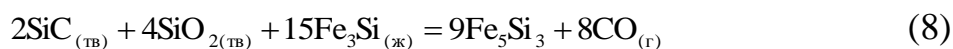
Пики интенсивности дифракционных отражений показывают, что содержание карбида кремния в образцах углеродсодержащих материалов различно. В экспериментах с углями содержание карбида кремния в образцах несколько выше, чем с коксом.

В образцах бурого угля наблюдается образование силицидов железа Fe_5Si_3 . Это обусловлено повышенным количеством железа в золе угля. Рентгенофазовый анализ исходных углеродсодержащих материалов позволил определить, что железо в образцах бурого угля находится в виде сидерита ($FeCO_3$). В результате термического взаимодействия при температуре 673 – 773 К происходит разложение сидерита с образованием оксида железа FeO [0] и последующим его восстановлением до железа. При дальнейшем взаи-

модействии железа с карбидом кремния образуется силицид железа [0]:



$$\Delta G^0 = 147000 - 105T; T = 1400\text{K}$$



$$\Delta G^0 = 672400 - 377T; T = 1780\text{K}$$

Образцы углеродсодержащих материалов подвергали химическому анализу. Результаты химического анализа подтвердили более высокое содержание карбида кремния в образцах углей, таким образом можно предположить, что развитая удельная поверхность пиролизного остатка углей оказывает значительное влияние на процесс восстановления кремния. Пористая структура каменных углей способствует более полному улавливанию монооксида кремния (SiO), который участвует в карбидообразовании:



$$\Delta G_T^0 = -78200 + 0,72; \lg K_p = 4080 / T + 0,040$$

Проведенные исследования подтверждают, что использование ископаемых углей без предварительной термической обработки положительно влияет на восстановительный процесс при производстве марганцевых и кремнистых сплавов.

Библиографический список

1. Исследование механизма бесконтактного переноса углерода при восстановлении марганцевых руд / Н.Е. Хисамутдинов и [др]. // Известия Вуз. ЧМ. – 2008. - №1. С. 35 – 39.
2. Романенко Ю.Е., Рожихина И.Д. Оценка металлургических характеристик марганцевых руд / Труды Всеросс. научно-практ. конф. «Металлургия: технологии, управление, инновации, качество», Новокузнецк, 2010. – С. 77 – 83
3. Куликов И.С. Термодинамика оксидов: Справочник / И.С. Куликов. – М.: Metallurgia, 1986. – 342 с.
4. Войткевич Г.В., Мирошников А.Е., Поваренных А.С., Прохоров В.Г. Краткий справочник по геохимии / Г.В. Войткевич, А.Е. Мирошников, А.С. Поваренных, В.Г. Прохоров. – М.: Недра, 1979. – 215с.
5. Крамаров А.Д., Соколов А.Н. Электрометаллургия стали и ферросплавов / А.Д. Крамаров, А.Н. Соколов М.: Metallurgia, 1976. – 376с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ МЕЛКОДИСПЕРСНЫХ ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ

ЧИСЛАВЛЕВ В.В.; ФЕЙЛЕР С.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, fizin.tilis@yandex.ru*

В настоящее время становится актуальной проблема обеспечения металлургических предприятий качественным металлическим ломом. По оценкам экспертов [1, 2] к 2020 году дефицит металлолома может составить до 50 % потребности. Одним из возможных вариантов обеспечения потребностей металлургического производства в сырье является рециклинг железосодержащих отходов. На сегодняшний день известно множество технологий, предусматривающих переработку различных видов техногенных материалов, в частности, прокатной окалины, шламов и шлаков металлургического производства [3-5]. В тоже время в общем объеме техногенных металлургических отходов значительную часть составляют железобитумные отходы (ЖБО) [6], рециклированию которых уделяется недостаточное внимание. ЖБО образуются во время перелива чугуна, его транспортировки и заливки в конвертер в виде неорганизованных тонкодисперсных железобитумных выбросов. Как правило, данные отходы не учитываются в техническом отчете предприятия и вторично не используются. Для оценивания потенциала данного техногенного материала в качестве металлургического сырья выполнен комплекс исследований.

На первом этапе был выполнен рентгенофазовый анализ ЖБО (рисунок 1), который показал наличие значительного количества графита, думерно упорядоченного углерода, магнетита, гематита и вюститита. Химический состав ЖБО представлен в таблице 1.

Для определения эффективности восстановления химических элементов из оксидов ЖБО была изучена кинетика данного процесса с использованием метода непрерывного взвешивания взаимодействующих реагентов. Предварительно были изготовлены брикеты, полученные путем добавления в образец ЖБО жидкого стекла в качестве связующего и прессования на гидравлическом прессе. Для удаления влаги брикеты высушивали при температуре 250 °С.

Графитовый тигель с брикетом ЖБО помещали в электропечь с графитовым нагревателем, заранее разогретую до температуры опыта (1573 К). При этом тигель подвешивали за рабочий конец равноплечего коромысла с соотношением плеч 3:1. На противоположный конец коромысла подвешивали контргруз так, чтобы уравновесить вес тигля с брикетом. Таким образом, обеспечивался определенный ход чашки весов для регистрации изменения веса тигля, который в процессе опыта уменьшался за счет восстановления

оксидов, образования СО и его удаления. Фиксируя показания весов через определенные интервалы времени, получали исходные данные для построения графика восстановления оксидов ЖГО и последующих расчетов. Эксперимент проводили в течение 35 минут.

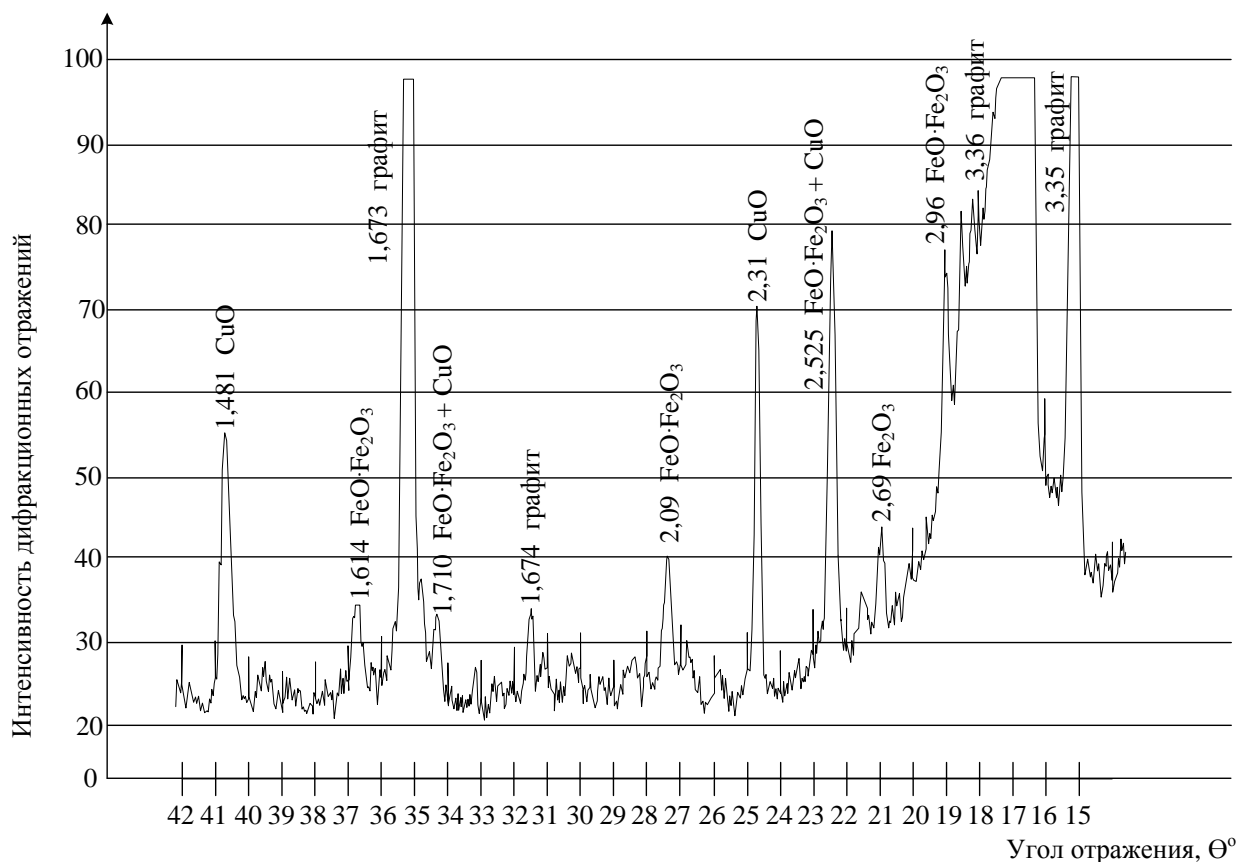


Рисунок 1 – Фрагмент рентгеновской дифрактограммы ЖГО

Таблица 1 – Химический состав ЖГО

материал	Химический состав										
	Fe _{об}	Fe _{мет}	ΣFeO	MnO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	S	P	C
ЖГО исходный	22,07	3,21	24,25	11,82	11,57	14,92	3,65	5,74	0,53	0,17	32,21

Степень восстановления оксидов ЖГО определяли как отношение количества кислорода, удаленного из образца к общему количеству кислорода в восстанавливаемых оксидах материала по выражению:

$$b = m_O / \sum m_{O \text{ MexO}_y} \cdot 100 \%,$$

где m_O – количество кислорода, удаленного из образца, г;

$\sum m_{O \text{ MexO}_y}$ – общее количество кислорода в восстанавливаемых оксидах ЖГО, г.

Масса кислорода удаленного из образца:

$$m_O = m_{CO} \cdot M_O / M_{CO} = (\Delta m^{\text{ших.}} - m_C^{\text{угар}}) \cdot 16 / 28,$$

где m_{CO} – масса газообразного СО, образующегося в результате химического

взаимодействия восстановителя с кислородом оксидов техногенного материала, г;

M_O – молярная масса кислорода, г/моль;

M_{CO} – молярная масса оксида углерода, г/моль;

$\Delta m^{ших}$ – убыль массы шихты;

$m_C^{угар}$ – поправка на выделение гидратной влаги и летучих.

По результатам эксперимента построен график скорости восстановления оксидов ЖГО собственным углеродом (рисунок 3).

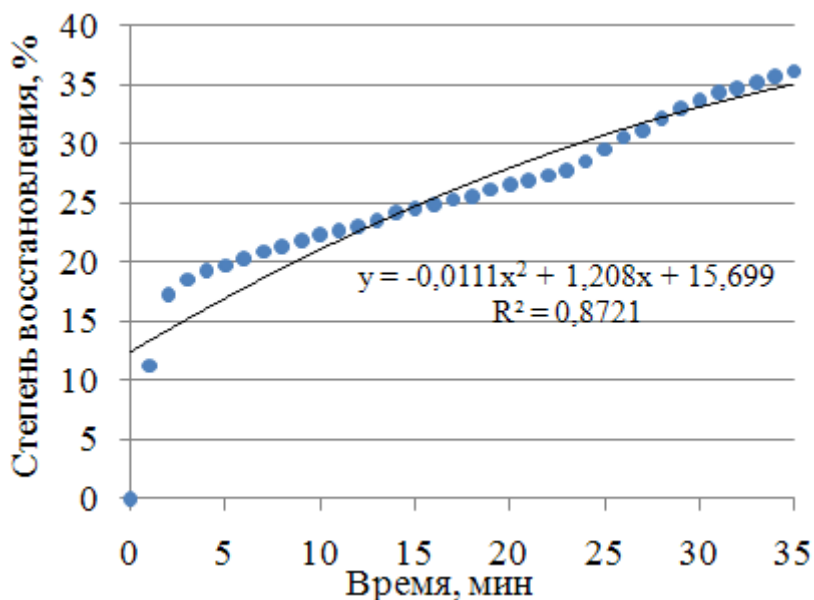


Рисунок 3 – Изменение скорости восстановления оксидов ЖГО

Из рисунка 3 видно, что за время проведения эксперимента степень восстановления оксидов ЖГО составила 36,14 %. Наибольшая интенсивность восстановления наблюдается в течение первых 12 минут, затем происходит снижение скорости восстановления оксидов ЖГО.

Для определения фазовых изменений, произошедших в ходе эксперимента, выполнен рентгенофазовый анализ полученного продукта восстановления (рисунок 4).

При сравнении рентгеновских дифрактограмм исходного ЖГО (см. рисунок 1) и полученного продукта (рисунок 4) установлено, что в ходе эксперимента произошло восстановление магнетита до γ -Fe и α -Fe. Для определения количественных изменений, выполнен химический анализ ЖГО.

На рисунке 5 представлена гистограмма содержания основных компонентов в ЖГО до и после восстановления.

Из рисунка 5 видно, что значительная часть железа восстановилась из оксидов. При этом содержание оксидов железа в ЖГО снизилось на 22,10 % (с 24,25 до 2,15 %), возросло содержание металлического железа на 17,19 % (с 3,21 до 20,40 %); также произошло восстановление марганца из оксидов, снижение MnO составило 4,79 % (с 11,82 до 7,03 %). Степень восстановления ΣFeO составила 91 %.

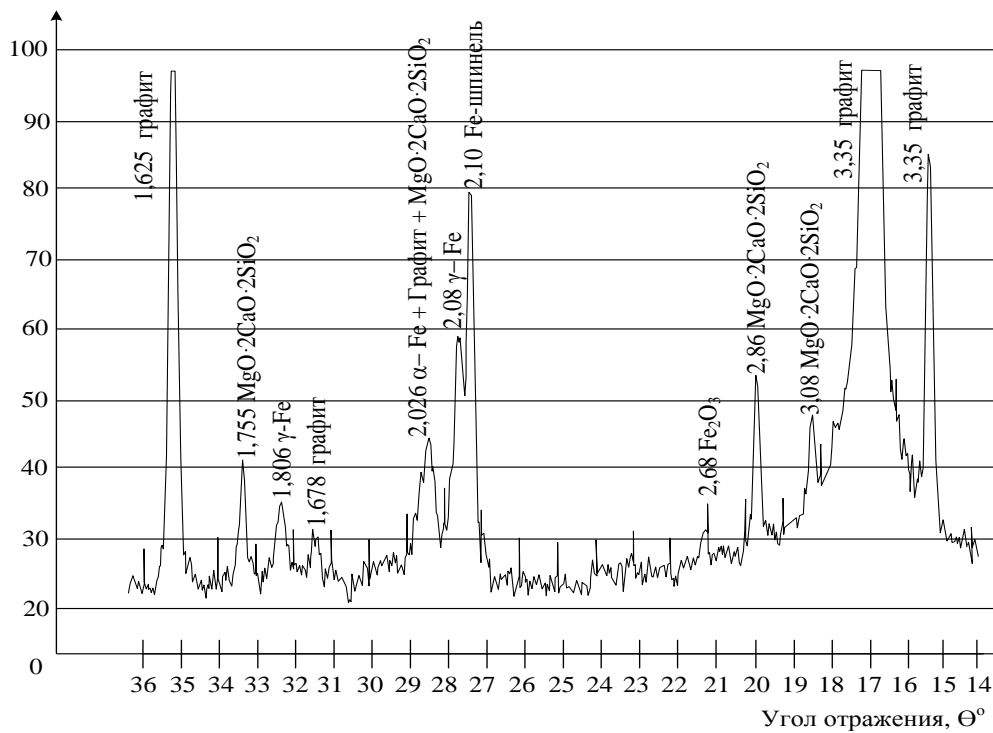


Рисунок 4 – Фрагмент рентгеновской дифрактограммы ЖГО после эксперимента

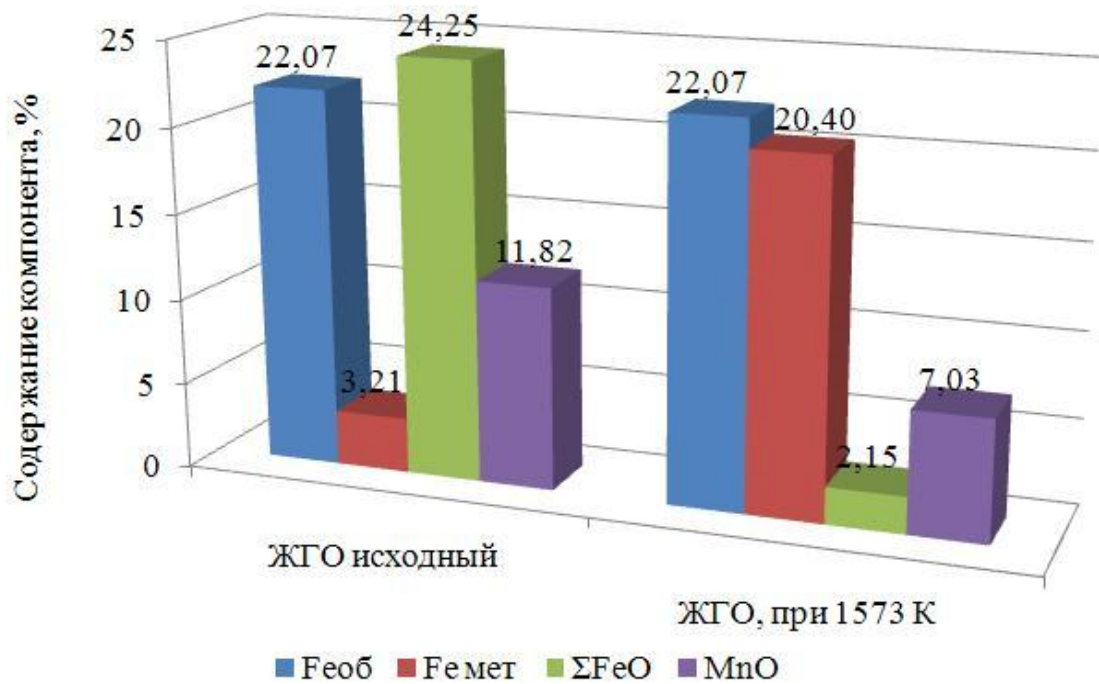


Рисунок 5 – Содержание основных компонентов в ЖГО до и после проведения эксперимента

Таким образом, очевидна перспективность развития металлургических технологий, предусматривающих рециклинг ЖГО и использование продуктов изготовленных на его основе, учитывая наличие значительного количества углерода, оксидов железа и марганца. В частности, полученные резуль-

таты свидетельствуют о возможности использования ЖГО в качестве компонента брикетов для доменного и сталеплавильного производств при обеспечении восстановительной атмосферы.

Библиографический список

1. Черноусов П.И. Рециклинг. Технологии переработки и утилизации техногенных образований и отходов в черной металлургии: монография / П.И. Черноусов. - М. : Изд. Дом МИСиС, 2011. - 428 с.
2. Эксперты: к 2020 году дефицит металлолома может составить до 50% потребности [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://mz.perm.ru/presscenter/news/metallurgy_news/yr2011/mn1/348/
3. Патент № 2107737 России, МКИ С 21 С 5/28. Способ выплавки стали в конвертере / Р.С. Айзатулов, Е.В. Протопопов, В.В. Соколов [и др.] - № 97102677/02 (003053); Заявл.26.02.97; Опубл.10.06.97. Бюл. №9.-1998.
4. Бардавелидзе Г.Г. Принципы выбора оптимальной технологии утилизации цинксодержащих металлургических отходов / Г.Г. Бардавелидзе, В.А. Горбачев, Е.А. Гараева [и др.] // Сталь. 2010. №9. С. 19-21.
5. Тарабрина, Л.А. Переработка сталеплавильных шлаков в ОАО «ММК» / Л.А. Тарабрина, Т.А. Курган. Н.С. Игнатьева // Рынок вторичных металлов. 2003, №34. С. 24-34.
6. Маслов В.А., Трофимова Л.А., Дан Л.А. Дисперсные железографитовые отходы как сырье для получения новых материалов // Сталь. 2009. №3. С. 67-70.

УДК 669.162.10.22

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПРИГОДНОСТИ КВАРЦИТОВ СУНГАЙСКОГО РУДОПРОЯВЛЕНИЯ

ЛАЗАРЕВСКИЙ П.П., РОЖИХИНА И.Д., НОХРИНА О.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, kafamsf@sibsiu.ru*

Основным сырьем для производства кремния и его сплавов являются богатые по кремнезему материалы – кварциты. За последние годы потребление высококачественного кремнеземсодержащего сырья возросло в десятки раз. Истощение запасов привело к необходимости выявления новых источников кремнеземсодержащего сырья. При этом единых требований по металлургическим показателям к кремнеземсодержащему рудному сырью нет. Даже при схожем химическом составе различные типы кремнеземсодержащих материалов отличаются друг от друга, как при полиморфном и фазовом превращении, так и на стадии углеродотермического восстановления кремния при высоких температурах. Для получения более полного представления о металлургической пригодности кремнеземсодержащего сырья необходимо

изучить влияние химического состава, физических и физико-химических свойств кварцитов на углеродотермический процесс восстановления кремния.

По геологическим материалам и геофизическим данным в рамках Сунгайского рудного поля расположенного в Заринском р-не Алтайского края выделены 4 крупные залежи кварцитов. Прогнозные ресурсы кварцитов с содержанием кремнезема (SiO_2) более 98% оценены в 300 млн. т. Для исследования и оценки металлургической пригодности кварцитов методом бурения по глубинам от 2 до 30 м были получены исходные материалы (~ 1 т.) представленные кусками керна. Исходные материалы очищали от глины, дробили до крупности кусков 50 мм и перемешивали.

В лабораторных условиях на кафедре металлургии черных металлов, стандартизации и сертификации СибГИУ проведены исследования по определению металлургических характеристик кварцитов Сунгайского рудопроявления, а именно, их физические и физико-химические свойства. Для сравнения и подтверждения достоверности результатов также исследовали кварциты Черемшанского месторождений (Бурятия) и кварциты Антоновского месторождения (Кемеровская обл.) [0]. Химический состав исходных материалов представлен в таблице 1.

По стандартным методикам соответствующим Государственным стандартам определяли физические свойства образцов кварцитов [0]. Полученные результаты приведены в таблице 2.

Важным технологическим параметром при выплавке кремнистых сплавов, влияющим на работу рудовосстановительных печей, является термостойкость кварцитов. Результаты исследований по определению фракционного состава кварцитов, подверженных термической обработке в интервале температур 1173 – 1973 К, представлены в таблице 3. Из анализа результатов следует, что у кварцитов Сунгайского рудопроявления мелкая фракция образуется уже при температуре 1373 К, однако ее количество в несколько раз меньше, чем у кварцитов Антоновского месторождения.

Объяснить эффект разрушения кварцитов можно только различием строения кристаллической макроструктуры кварцитов влияющей на механизм разрушения.

Важной характеристикой шихтовых материалов при производстве кремния является электросопротивление шихты. Лучшими рудными материалами считают кварциты, которые при нагреве сохраняют максимальное значение электросопротивления [0]. Анализ результатов исследований показал, что в интервале температур от комнатной до 1050 К изменений электросопротивления во всех образцах кварцитов не наблюдается. Дальнейшее увеличение температуры приводит к существенным изменениям в характере кривых, наблюдается резкое уменьшение электросопротивления и появление эффекта «короткого замыкания» на амперметре. При сравнении результатов изменения электросопротивления исследуемых кварцитов, приведенных на рисунке 1, видно, что кривые изменяются в одинаковом интервале температур.

Таблица 1 – Химический состав кварцитов различных месторождений

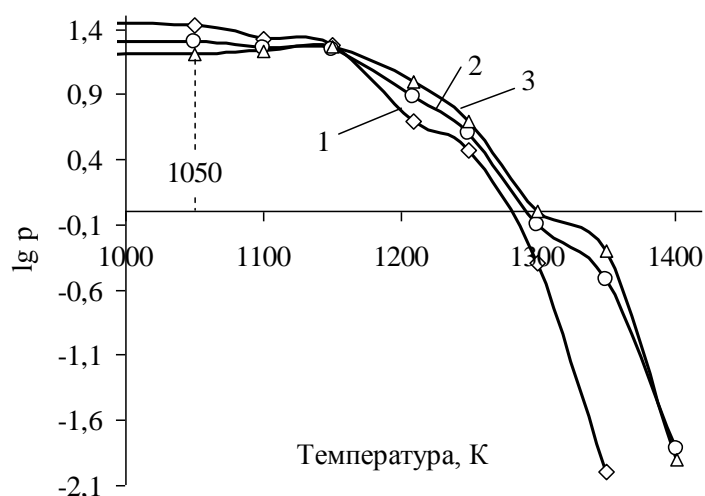
Наименование кварцитов	Компонентный состав, масс. %												
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	MnO	P ₂ O ₅	Ba+Cs	Sr	Nb
Сунгайский	99,18	0,36	0,76	<0,03	<0,05	0,01	0,20	<0,02	0,034	<0,01	<0,02	0,002	<0,003
Антоновский	98,54	0,63	0,20	0,14	<0,05	0,02	0,20	0,07	<0,01	<0,01	<0,02	0,005	<0,003
Черемшанский	98,91	0,31	0,20	0,12	<0,05	0,01	0,21	0,04	<0,01	<0,01	<0,02	0,002	<0,003

Таблица 2 – Физические свойства кварцитов

Свойства	Наименование кварцитов		
	Черемшанский	Сунгайский	Антоновский
Сопротивление сжатию, кгс/см	~ 250	~ 250	~ 200
Плотность, г/см ³	2,6	2,6	2,6
Влагопоглощение, %	0,26	0,26	0,27
Температура оплавления, К	1883 – 1893	1853 – 1883	1793 – 1813

Таблица 3 – Гранулометрический состав кремнеземсодержащих материалов после термической обработки

Наименование кварцитов	Температура, К	Гранулометрический состав, масс %			
		-1 мм	1-2,5 мм	2,5-5 мм	5-20 мм
Сунгайский	1173	-	-	-	100
	1373	0,1	0,6	-	99,3
	1573	0,4	0,9	-	98,7
	1773	0,4	2,5	2,0	95,1
	1973	1,5	3,8	4,1	90,6
Черемшанский	1173	-	-	-	100
	1373	-	-	-	100
	1573	1,1	1,8	1,6	95,5
	1773	1,3	0,7	2,7	95,3
	1973	1,0	1,6	3,8	93,6
Антоновский	1173	-	-	-	100
	1373	1,8	2,2	1,0	95,0
	1573	2,0	3,3	1,7	93,0
	1773	2,3	3,6	3,9	91,0
	1973	3,1	5,0	4,3	87,6



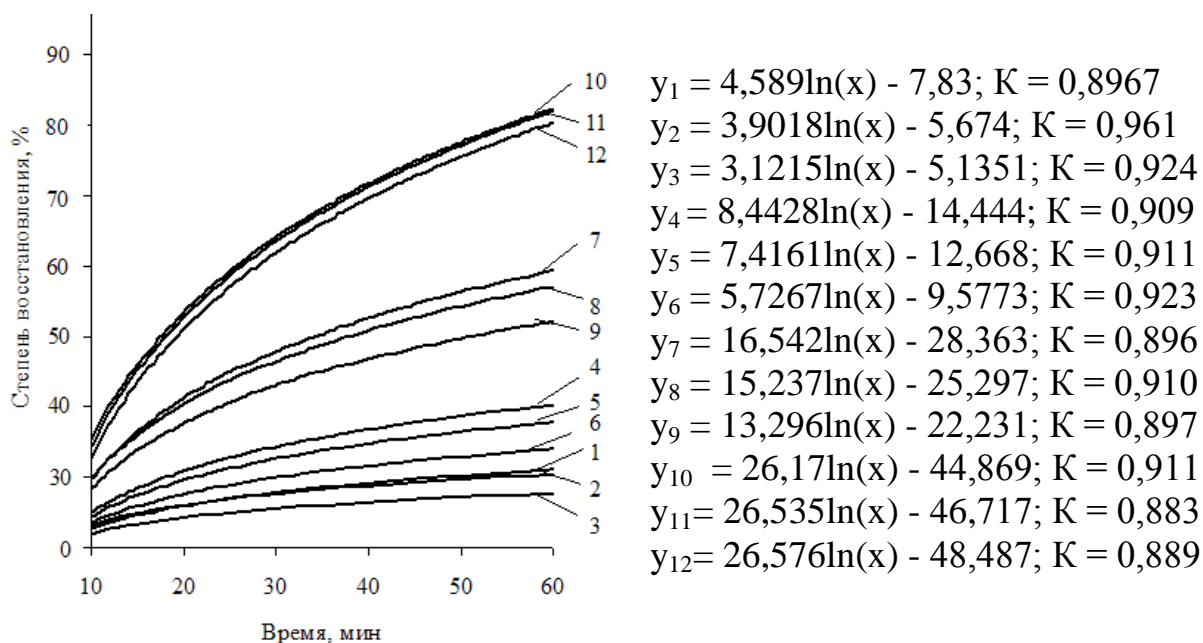
1 – Антоновский кварцит месторождение «Сопка-248»;
 2 – кварцит Сунгайского рудопроявления; 3 – кварцит месторождения «Черемшанский»

Рисунок 1 – Зависимость изменения электросопротивления кварцитов от температуры

Степень восстановления кремния из кремнезема, как одно из основных металлургических свойств кварцитов, исследовали с применением термогравиметрического метода. Исходные материалы (кварцит и восстановитель) истирали до фракции не более 50 мкм, тщательно перемешивали и брикетировали.

ровали. В качестве восстановителя использовали графит количество, которого рассчитывали на полное восстановление элементов из оксидов кварцита. Исследования проводили в интервале температур от 1773 до 2073 К. В ходе эксперимента фиксировали изменение массы брикета. По полученным результатам рассчитывали степень восстановления [0].

Результаты расчета степени восстановления кремния представлены на рисунке 2.



1,2,3 – 1773К; 4,5,6 – 1873К; 7,8,9 – 1973К; 10,11,12 – 2073К;
 1,4,7,10 – Антоновский кварцит месторождение «Сопка-248»;
 2,5,8,11 – кварцит Сунгайского рудопроявления;
 3,6,9,12 – кварцит месторождения «Черемшанское»

Рисунок 2 – Зависимость степени восстановления кремния из кремнезема кварцитов от температуры и времени процесса

Из результатов исследований следует, что в сравнении с кварцитами Антоновского и Черемшанского месторождений кварциты Сунгайского месторождения обладают схожей восстановимостью, во всем интервале температур.

На основании проведенного комплекса исследований металлургических свойств кварцитов Сунгайского рудопроявления установлено, что исследуемые кварциты обладают высокими качественными характеристиками.

В лабораторных условиях проведена серия опытных плавок ферросилиция. Для сравнения использовали кварцит Антоновского месторождения. В качестве восстановителя применяли кокс производства ОАО «Алтай-кокс». Предварительно проведен расчет материального баланса для выплавки ферросилиция марки ФС45 (таблица 4).

Таблица 4 – Результаты расчета материального баланса

Приход	кг	Расход	кг
Кварцит	100	Металл	97,9 – 99,1
Кокс	45,1 – 47,3	Шлак	2,9 – 2,3
Стальная стружка	55,7 – 56,9	Газы	95,2 – 98,7
		Пыль	4,8 – 4,1
Итого	200,8 – 204,2	Итого	200,8

Расчет материального баланса проводили на 100 кг кварцита. Плавка осуществлялась в непрерывном режиме с периодическим выпуском металла.

Исследования по выплавке ферросилиция проводили в два этапа. Первый этап исследования включал в себя серию плавов с использованием кварцитов Антоновского месторождения.

Второй этап включал в себя серию плавов с использованием кварцитов Сунгайского рудопроявления. Результаты химического анализа одной из плавов первого и второго этапов приведены в таблице 5. Извлечение кремния составило 92 %. Кратность шлака – 0,022 – 0,024. Усредненный состав шлака, %: 40,1 SiO₂, 21,2 Al₂O₃, 6,5 CaO, 0,21 MnO, 0,23 FeO. Полученный сплав соответствует ГОСТ 1415-93.

Таблица 5 – Химический состав металла

Номер выпуска	Химический состав, %						
	Si	Al	Ca	Cr	Mn	Ti	P
Плавка на Антоновском кварците месторождение Сопка-248							
1	43,7	0,63	<0,05	0,19	0,38	0,073	0,027
2	43,9	0,62	<0,05	0,19	0,29	0,085	0,027
3	43,3	0,70	<0,05	0,21	0,28	0,077	0,024
4	43,4	0,75	<0,05	0,16	0,34	0,070	0,025
5	43,8	0,70	<0,05	0,18	0,39	0,072	0,027
6	43,3	0,71	<0,05	0,17	0,40	0,073	0,026
Плавка на кварците Сунгайского рудопроявления							
1	44,6	0,35	<0,05	0,18	0,56	0,070	0,024
2	44,5	0,44	<0,05	0,19	0,52	0,065	0,024
3	44,0	0,45	<0,05	0,21	0,35	0,069	0,022
4	44,3	0,38	<0,05	0,16	0,65	0,069	0,025
5	44,0	0,40	<0,05	0,16	0,52	0,063	0,022
6	43,9	0,39	<0,05	0,15	0,54	0,065	0,021

При использовании Антоновского кварцита режим и технологический ход печи был нормальным и характеризовался устойчивой посадкой электрода в шихте. Токовая нагрузка на электроде стабильная. Однако на колошнике наблюдалось спекание шихты и «свищи». Сход шихты вокруг электродов затруднен, что вызвало необходимость опиковывать колошник. Выпуск

металла проводили без затруднений. При использовании кварцита Сунгайского рудопроявления колошник печи имел более рыхлую поверхность с равномерным газовыделением. Выпуск металла проводили без затруднений.

Таким образом, в результате проведенных комплексных исследований установлено, что кварцит Сунгайского рудопроявления можно использовать при выплавке сплавов кремния, что позволит расширить минерально-сырьевую базу Кузбасса.

Библиографический список

1. Зельберг Б.И. Шихта для электротермического производства кремния / Б.И. Зельберг, А.Е. Черных, К.С. Елкин. – Челябинск: Металл, 1994. – 320 с.
2. Мизин В.Г. Metallургические свойства кварцитов/ В.Г. Мизин, Г.В. Серов, Г.Г. Папин и др.// В кн.: Производство ферросплавов. Тематический отраслевой сборник № 4.-М.: Metallургия, 1975. – С. 56 – 61.
3. Максимов Ю.С. Влияние отдельных факторов на технологичность выплавки 75 %-ного ферросилиция в электропечах./ Ю.С. Максимов, Н.А. Гуцин, Ф.М. Исхаков, Л.Н. Исаев// Сталь, 1984, № 2, - С. 31 – 34.
4. Толстогузов Н.В. Теоретические основы и технология плавки кремнистых и марганцевых сплавов / Н.В. Толстогузов. – М.: Metallургия, 1992. – 239 с.

УДК 669.334.7

ПРОИЗВОДСТВО МЕДИ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ РУД МЕТОДОМ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ. АНАЛИЗ МИРОВОГО ОПЫТА

АКСЕНОВ А.В., ВАСИЛЬЕВ А.А., НИКИТЕНКО А.Г.

*Иркутский государственный технический университет,
г. Иркутск, aksenov2008@yandex.ru, vasilhev2008@yandex.ru,
nikitenko.03@yandex.ru*

За последние десятилетия произошло значительное истощение запасов богатых руд, особенно в промышленно развитых районах. В этой связи возникла необходимость поиска и внедрения новых способов производства металлов из нетрадиционных источников сырья. К таким источникам следует отнести окисленные, бедные сульфидные и богатые труднообогатимые руды цветных металлов. Отвалы забалансовых и некондиционных руд, а также «отработанные» месторождения являются долговременным источником загрязнения окружающей среды за счет самопроизвольного выщелачивания из них меди, цинка, свинца, мышьяка и других металлов. Наиболее рациональным способом избавления от пагубного влияния таких объектов на окружающую среду является интенсифицирование естественного процесса выщелачивания путем организации кучного и подземного выщелачивания (КВ и ПВ).

Таким образом, выщелачивание призвано решить одновременно две задачи: расширить сырьевую базу производства металлов и улучшить экологию данных районов

Впервые кучное выщелачивание меди провели в Венгрии еще в 16 веке и лишь в середине 20-го века эта технология начала применяться во многих странах мира.

Кучное выщелачивание оксидных медных руд в настоящее время является твердоустановившимся низкочувствительным способом извлечения меди. Данным способом добывается около 20 % от мирового производства меди. КВ меди наиболее распространено в странах: Чили, США, Австралия, Перу.

Технология КВ меди из окисленных руд включает следующие стадии: дробление, укладка руды на гидроизолированное основание, выщелачивание, экстракция меди из продуктивного раствора (ПР), реэкстракция меди, электролиз меди из реэкстракта и утилизация хвостов.

Дробление руды перед КВ проводят с целью повышения технико-экономических показателей переработки руд. В ряде случаев введение данной операции приводит к увеличению извлечения металла в 1,5-2 раза. Дробление руды перед КВ осуществляют с крупности от 1000-300 до 50-7 мм (начальная крупность зависит от условий добычи руды, а конечная - от вещественного состава сырья). Операцию чаще всего осуществляют в стандартных щековых и конусных дробилках. При наличии в дробленом продукте большого количества глинистой составляющей, которая оказывает негативное влияние на фильтрационные свойства, руду перед укладкой в штабель подвергают окомкованию с добавкой серной кислоты. Добавка серной кислоты на стадии окомкования позволяет сократить продолжительность выщелачивания.

Перед тем, как проводить кучное выщелачивание меди проводятся подготовительные работы на площадке. Снимается верхний плодородный слой земли и складывается в отдельном месте. Эту землю впоследствии используют при проведении рекультивации. Ровную площадку засыпают глиной и трамбуют для получения водонепроницаемого слоя. Дополнительно укладывают пленку или бетонируют. Наклон площадки осуществляется в сторону приемника растворов, как правило, это большие изолированные от земли пруды-отстойники. В качестве гидроизоляции чаще всего используют более дешёвую пленку, создание противотрационного экрана из нее позволяет надежно защитить почву, поверхностные и грунтовые воды от заражения растворами, а также предотвращает просачивание раствора, обогащенного металлом. На пленку укладывают систему трубопроводов для сбора дренирующих растворов.

Подготовленная по крупности руда укладывается на гидроизоляционное основание в штабель. Для создания приемлемых гидрофизических свойств материала при увеличении содержания в руде глинистой составляющей производят снижение высоты штабеля КВ. Известны случаи, когда

высота штабеля при переработке медных руд не превышает 0,5 м. Обычно высота штабеля КВ меди составляет от 2 до 8 м. В связи с относительно низкой высотой штабеля и высокой производительностью предприятий, для укладки штабеля зачастую применяют передвижные конвейеры и конвейеры-штабелеукладчики. Рудный штабель должен отвечать нескольким требованиям: быть проницаемым для выщелачивающего раствора, иметь достаточную физическую прочность, не иметь «мертвых» зон.

Уложенную в штабель руду выщелачивают раствором серной кислоты. Орошение штабеля раствором кислоты осуществляют с помощью эмиттерной системы. В процессе просачивания растворов через рудный штабель происходит растворение медных минералов. Дренирующие со штабеля медьсодержащие растворы собирают с помощью системы трубопроводов и каналов в прудок-отстойник. В прудке происходит отстаивание твердых частиц, присутствующих в растворах. Из прудков осветленные растворы направляют на извлечение меди.

Продуктивные растворы КВ зачастую являются относительно бедными по меди (до 5 г/л) и содержат большое количество металлов примесей (железа, магния и др. (до 40-50 г/л)). В связи с этим, данные растворы в большинстве случаев непригодны для непосредственного извлечения меди. Для создания приемлемых условий для извлечения меди проводят концентрирование меди путем жидкостной экстракции. Экстракцию меди проводят в различной аппаратуре, самой распространенной из которой является система смеситель-отстойник. В зависимости от химического состава растворов и содержания меди операцию экстракции проводят в одну или несколько стадий. В случае проведения экстракции меди в несколько стадий организуют противоток водной и органической фаз. В результате экстракции медь на 85 – 95 % переходит в органическую фазу, а основная часть примесей остается в водном растворе. Обезметалленные водные растворы после экстракции подкрепляют по серной кислоте и возвращают на выщелачивание. Насыщенную по меди органическую фазу направляют на стадию реэкстракции, которую проводят растворами после электролиза меди, подкисленными до содержания серной кислоты на уровне 180-190 г/л. В ряде случаев, при наличии значительного количества примесей в продуктивных растворах, перед стадией реэкстракции проводят операцию промывки органической фазы кислым медьсодержащим раствором. В результате промывки происходит дополнительная очистка орг. фазы от металлов примесей. Полученный в результате реэкстракции водный раствор содержит от 40 до 48 г/л меди. Суммарное содержание металлов примесей в данном растворе не превышает 1-3 г/л. Обезметалленная органическая фаза со стадии реэкстракции возвращается на экстракцию меди из продуктивных растворов КВ.

Товарный реэкстракт смешивается с оборотными растворами отделения электролиза. Полученный раствор с содержанием меди 35-40 г/л направляется на электролитическое извлечение меди. Для электролиза применяют аноды из сплавов свинца и катоды из нержавеющей стали. В результате про-

цесса электролиза медь осаждается из раствора на поверхности катодных матриц. После достижения требуемой толщины слоя катодной меди, катоды вынимают из электролизера и листы меди отделяют от стальных матриц на специальных сдирочных аппаратах. Листы катодной меди являются товарной продукцией предприятий.

Отработанный штабель после КВ подвергается утилизации. В случае если руда содержит малое количество глинистой составляющей, то отработанный штабель оставляют на действующей площадке, а поверх него формируют новый рудный штабель для КВ. В противном случае осуществляют выемку руды и ее транспортировку в отвал.

Несмотря на богатый мировой опыт кучного выщелачивания меди из окисленных руд в нашей стране существует только одно предприятие по добычи меди из окисленных руд - ОАО «Уралгидромедь» расположено в г. Полевской Свердловской области, которое занимается подземным выщелачиванием металла. Учитывая, что в России сосредоточены большие запасы окисленных медных руд, как в новых месторождениях, так и в отвалах действующих производств, в ближайшее время следует ожидать бурного развития технологии кучного выщелачивания меди в нашей стране. Уже сейчас на различных стадиях внедрения данной технологии находятся несколько металлургических предприятий.

Учитывая, что большинство действующих предприятий кучного выщелачивания меди находятся в зонах с теплым и засушливым климатом, реализация данного процесса в нашей стране, в виду климатических особенностей, требует разработки специальных технических решений.

Основной особенностью кучного выщелачивания меди в России является проведение процесса в условиях отрицательных температур. При реализации кучного выщелачивания меди в холодном климате рекомендуется предусматривать специальные мероприятия, хорошо зарекомендовавшие себя при кучном выщелачивании золота.

Другой немаловажной особенностью является наличие на большинстве территорий положительного водного баланса между атмосферными осадками и величиной испарения воды. В странах с засушливым климатом, отработанный руду после кучного выщелачивания вывозят в отвал, где происходит ее естественное высыхание и исключается попадание кислых стоков в окружающую среду. При реализации кучного выщелачивания меди в России необходимо предусматривать мероприятия по нейтрализации оставшейся в отработанном штабеле серной кислоты. Кроме этого, в процессе кучного выщелачивания за счет выпадения атмосферных осадков может возникать избыток оборотных растворов, который также должен подвергаться нейтрализации перед складированием в хвостохранилище.

Учитывая большое количество факторов, которые могут оказывать влияние на эффективность извлечения меди из окисленных руд, перед реализацией технологии кучного выщелачивания требуется обязательное проведение детальных исследований технологических свойств руды. Данные

исследования позволят выбрать оптимальные параметры переработки руды и минимизировать риски, связанные с недостижением проектных показателей. Кроме того, требуется детальное изыскание климатической характеристики района строительства. Результаты данного изыскания должны быть обязательно учтены при разработке технологического регламента и последующем проектировании и строительстве предприятия.

Библиографический список

1. Горный журнал, стр.113-116. Экономическая оценка инновационных решений проекта освоения Михеевского месторождения медно-порфировых руд / И.А. Алтушкин, Ю.А. Король (ЗАО "Русская медная компания").
2. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов, том 2. Под редакцией профессора, доктора технических наук М.И. Фазлуллина. - Москва, Издательский дом "Руда и металлы", 2005.
3. Extractive Metallurgy of Cooper, Fifth Edition / Mark E. Schlesinger, Matthew J. King, Kathryn C. Sole, William G. Davenport. - Elsevier Ltd., Oxford, UK, 2011.

УДК 669.017:544

РАСЧЕТ УСЛОВИЙ ОБРАЗОВАНИЯ НИТРИДОВ В РАСПЛАВАХ НА ОСНОВЕ ЖЕЛЕЗА

ОСИПОВА Ю.А., БАЛАЦКИЙ Г.В., ТАРКОВ Р.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк*

С целью изучения совместного поведения введенных в металл азота и ванадия был проведен расчет образования нитридов.

Для повышения служебных характеристик ряда конструкционных, коррозионностойких и других сталей в их состав вводят азот и нитридообразующие элементы. Температура образования нитридов в металле зависит от концентрации азота и нитридообразующего элемента в нем. Так, при больших концентрациях азота и нитридообразующего элемента нитриды азота могут образовываться как в жидком металле, так и при его кристаллизации. При этом будут образовываться крупные неметаллические включения, которые будут ухудшать механические свойства металла [1].

При небольших концентрациях азота и нитридообразующего элемента нитриды будут находиться в виде плен на границах зерен металла, вызывая при этом охрупчивание. Только при какой-то оптимальной температуре ($T_{\text{опт.}}$) будут образовываться нитриды, имеющие благоприятную форму, размеры и другие характеристики, увеличивающие служебные свойства металла. При этом увеличиваются прочностные и пластические свойства, уменьшается размер зерна, увеличивается ударная вязкость как в области положи-

тельных, так и отрицательных температур [2].

Расчет нитридообразования сводится к определению области, ограниченной концентрацией азота и нитридообразующего элемента при максимальной и минимальной температурах. При этом учитывается также оптимальные максимальные и минимальные количества нитридной фазы. Расчет является оценочным. Это связано с тем, что в литературе отсутствуют термодинамические зависимости для твердого металла. Поэтому расчет производится используя данные для температуры 1600 °С. Полученные при этом термодинамические зависимости экстраполируются в твердый металл.

Расчет образования нитридов в стали производился с помощью программы Microsoft Office Excel 2007.

Оптимальные концентрации нитридообразующего элемента и азота в стали представляют площадь, ограниченную изотермами, рассчитанными для максимальной и минимальной температур по уравнению:

$$\lg[\text{Me}] + \lg[\text{N}] + \left(\frac{2557}{T} - 0,365\right) \sum e_{[\text{Me}],1873\text{K}}^{R_i} [\text{R}_i] + \left(\frac{3270}{T} - 0,75\right) \sum e_{[\text{N}],1873\text{K}}^{R_i} [\text{R}_i] = \frac{A}{T} + B, \quad (1)$$

где $e_{[\text{Me}],1873\text{K}}^{R_i}$ – параметр взаимодействия R_i элемента по нитридообразующему металлу при $T=1873$ К;

$e_{[\text{N}],1873\text{K}}^{R_i}$ – параметр взаимодействия R_i элемента по азоту при $T=1873$ К.

С целью упрощения расчетов влияние азота на параметр взаимодействия нитридообразующего элемента не учитывается. Площадь ограничивается линиями, определяемыми уравнениями:

– при недостатке азота:

$$[\text{N}]_{1,2} = G_{\text{MeN}} \cdot \frac{14}{10^4}, \quad (2)$$

– при избытке азота:

$$[\text{Me}]_{1,2} = G_{\text{MeN}} \cdot \frac{A_{\text{Me}}}{10^4}, \quad (3)$$

где $[\text{N}]_{1,2}$; $[\text{Me}]_{1,2}$ – концентрации азота и металла при максимальных и минимальных оптимальных количествах (G_{MeN}) нитридной фазы;

A_{Me} – атомная масса элемента металла.

По данным автора [3]:

$$G_{\text{VN опт}} = 12,75 \pm 4,9 \frac{\text{г} - \text{моль}}{\text{т}} \text{ при } T_{\text{VN опт}} = 703 \pm 55 \text{ }^\circ\text{C};$$

$$G_{\text{AlN опт}} = 11,45 \pm 4,23 \frac{\text{г} - \text{моль}}{\text{т}} \text{ при } T_{\text{опт}} = 1370 \pm 50 \text{ }^\circ\text{C};$$

$$G_{\text{TiN опт}} = 8,2 \pm 2 \frac{\Gamma - \text{МОЛЬ}}{T} \text{ при } T_{\text{опт}} = 1388 \pm 31 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Результаты расчетов концентраций азота и нитридообразующих элементов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Значения оптимальных концентраций азота и нитридообразующих элементов

	Максимальное оптимальное количество нитридной фазы		Минимальное оптимальное количество нитридной фазы	
	[N], %	[Me], %	[N], %	[Me], %
Нитрид алюминия	0,022	0,042	0,01	0,019
Нитрид титана	0,014	0,049	0,09	0,03
Нитрид ванадия	0,024	0,09	0,011	0,04

Определим оптимальную температуру металла и на основании этой температуры и заданного значения нитридообразующего элемента определим необходимую концентрацию азота, при которой будет образовываться нитрид, имеющий благоприятную форму, размер [3].

Для реакций:



$$\lg K = \lg \frac{a_{\text{AlN}}}{a_{\text{Al}} \cdot a_{\text{N}}} = \lg \frac{1}{[\text{N}] \cdot f_{\text{N}} \cdot [\text{Al}] \cdot f_{\text{Al}}} = \frac{15610}{T} - 6,8, \quad (7)$$

$$\lg K = \lg \frac{a_{\text{VN}}}{a_{\text{V}} \cdot a_{\text{N}}} = \lg \frac{1}{[\text{N}] \cdot f_{\text{N}} \cdot [\text{V}] \cdot f_{\text{V}}} = \frac{8930}{T} - 4,9, \quad (8)$$

$$\lg K = \lg \frac{a_{\text{TiN}}}{a_{\text{Ti}} \cdot a_{\text{N}}} = \lg \frac{1}{[\text{N}] \cdot f_{\text{N}} \cdot [\text{Ti}] \cdot f_{\text{Ti}}} = \frac{15200}{T} - 5,6. \quad (9)$$

Оптимальная температура нитридообразования рассчитывается следующим образом:

$$T_{\text{AlN опт}} = \frac{15610 + 2557 \lg f_{\text{Al}(1873)} + 3280 \lg f_{\text{N}(1873)}}{6,48 - \lg([\text{Al}] \cdot [\text{N}]) + 0,365 \lg f_{\text{Al}(1873)} + 0,75 \lg f_{\text{N}(1873)}}, \quad (10)$$

$$T_{\text{VN опт}} = \frac{8930 + 2557 \lg f_{\text{V}(1873)} + 3280 \lg f_{\text{N}(1873)}}{4,9 - \lg([\text{V}] \cdot [\text{N}]) + 0,365 \lg f_{\text{V}(1873)} + 0,75 \lg f_{\text{N}(1873)}}, \quad (11)$$

$$T_{\text{TiN}} = \frac{15200 + 2557 \lg f_{\text{Ti}(1873)} + 3280 \lg f_{\text{N}(1873)}}{5,6 - \lg([\text{Ti}] \cdot [\text{N}]) + 0,365 \lg f_{\text{Ti}(1873)} + 0,75 \lg f_{\text{N}(1873)}}. \quad (12)$$

Таким образом, в результате расчетов были установлены концентрации азота и нитридообразующих элементов, при которых будут образовываться нитриды этих элементов в расплавах на основе железа.

Библиографический список

1. Морозов А.Н. Современное производство стали в дуговых печах [Текст] / А.Н. Морозов. – 2-е изд. перераб. и доп. – Челябинск: Metallurgy, 1987. – 175 с.
2. Меджибожский М.Я. Основы термодинамики и кинетики сталеплавильных процессов [Текст] / М.Я. Меджибожский. – Донецк: Вища шк. Головн. изд-во, 1986. – 280 с.
3. Сидоренко М.Ф. Теория и технология электроплавки стали [Текст]: учеб. пособ. для вузов / М.Ф. Сидоренко. – М.: Metallurgy, 1985. – 270 с.

УДК 669.14.018.256

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВРЕМЕНИ ПОДЪЕМА ПУЗЫРЕЙ ПРИ ПРОДУВКЕ ГАЗОПОРШКОВОЙ СТРУЕЙ

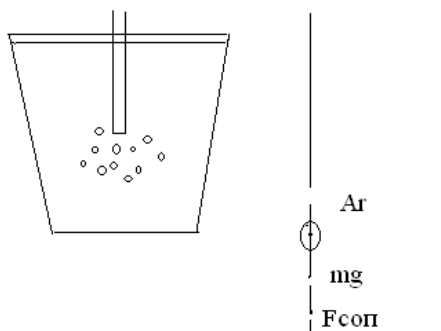
БИГЕЕВ А.В., БРУСНИКОВА А.В., ИВАНИН А.Д., ИГОНИНА К.Е.

*Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск, v.bigeev11@yandex.ru*

Все химические процессы, проходящие в ковше при продувке газопоршковой струей, происходят на границе раздела фаз. Поэтому важное значение приобретает поведение газовых пузырей в объеме металла. Важнейшим параметром при этом будет время пребывания газового пузыря в металле.

При погружении фурмы с дутьем газа, на срезе фурмы на глубине h образуются газовые пузыри различного радиуса.

Рассмотрим силы, действующие на газовый пузырь на глубине h :



m_g - сила, тяжести; A_r - сила Архимеда;
 $F_{соп}$ - сила сопротивления (сила Стокса).

Второй закон Ньютона для всплывающего пузыря будет выглядеть:

$$m * a = A_r - m_g - F_{соп}.$$

Масса газового пузыря: $m = \rho_2 * V$,

где ρ_2 - плотность газа; V - объем пузыря.

Сила Архимеда - выталкивающая си-

ла: $A_r = \rho_m * V_g$, где ρ_m - плотность жидкого металла. Сила сопротивления Стокса:

$F_{comp} = 6 * \pi * a * \mu * v$, где a - радиус пузыря; μ - динамический коэффициент вязкости; v - скорость пузыря. Тогда основное уравнение запишется в виде:

$$\rho_2 * V * a = \rho_m * V_g - \rho_2 * V_g - 6 * \pi * a * \mu * v.$$

Вводя систему координат с осью x , направленной вверх, перепишем уравнение:

$$\rho_2 * V * \dot{x} = \rho_m * V_g - \rho_2 * V_g - 6 * \pi * a * \mu * \dot{x}.$$

Разделим уравнение на $\rho_2 * V$, получим:

$$\dot{x} = \left(\frac{\rho_m}{\rho_2} - 1 \right) * g - \frac{6 * \pi * a * \mu * \dot{x}}{\rho_2 * V},$$

или

$$\dot{x} = a - b * \dot{x},$$

где $a = \left(\frac{\rho_m}{\rho_2} - 1 \right) * g$; $b = \frac{6 * \pi * a * \mu}{\rho_2 * V}$.

Решим последнее дифференциальное уравнение:

$$x = \frac{a}{b} * t + \frac{a}{b^2} (e^{-b*t} - 1) = h.$$

Проведем расчет времени подъема по последней формуле для $h=1$ м.

$$t = \frac{h}{a/b} = \frac{1}{0,866} = 1,15 \text{ с}$$

или

$$t = \frac{b * h}{a} = \frac{6 * \pi * a * \mu * h}{\rho_m * g * \rho_2 * V} = \frac{6 * \pi * \mu * a * h}{\rho_m * g * 4 * \pi * a^3 / 3} =$$

$$= \frac{9 * \mu * h}{2 * \rho_m * g * a^2} = \frac{9 * 20 * 10^{-3} * 1}{2 * 7,8 * 10^{-3} * 10 * 10^{-6}} = 1,15$$

Данное значение времени всплытия газового пузыря получается при $\mu = 2 * 10^{-3}$ Па с или $\mu = 20$ сПуаз, что соответствует температуре металла $t \approx 1000 - 1100^\circ \text{C}$, то есть в процессе всплытия газового пузыря на его границе образуется твердая корочка. Время подъема газового пузыря не зависит от вида газа принимаемого при дутье.

График зависимости времени подъема газового пузыря от коэффициента динамической вязкости металла представлен на рисунке 1 (при $\mu = 0$, время подъема равно 0, то есть практически мгновенно.)

Проведем вычисление времени подъема для радиуса газового пузыря, равного $a=1$ см.

$$t = \frac{9 * \mu * h}{2 * \rho_m * g * a^2} = \frac{9 * 20 * 10^{-3} * 1}{2 * 7,8 * 10^3 * 10 * 10^{-4}} = 0,01 \text{ с.}$$

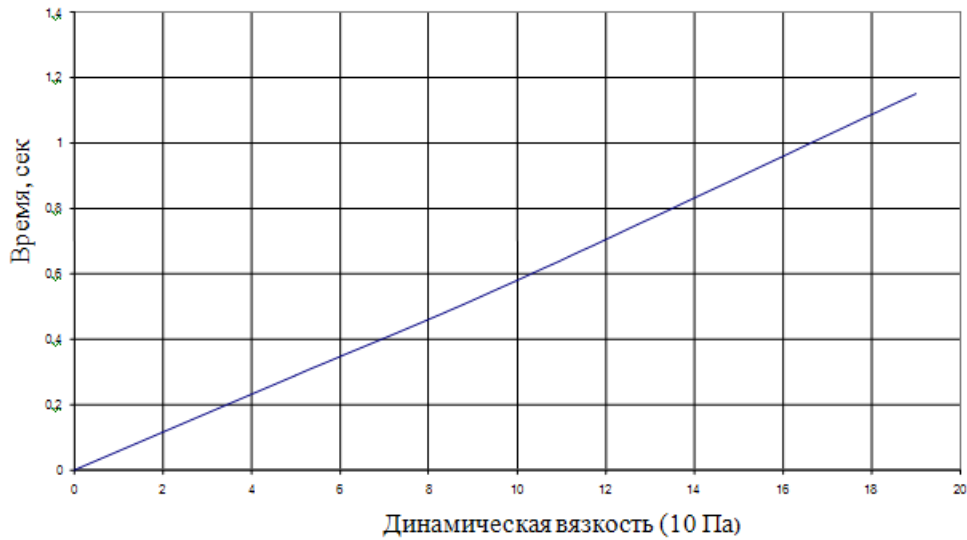


Рисунок 1 – Зависимость времени подъема газового пузыря от коэффициента динамической вязкости

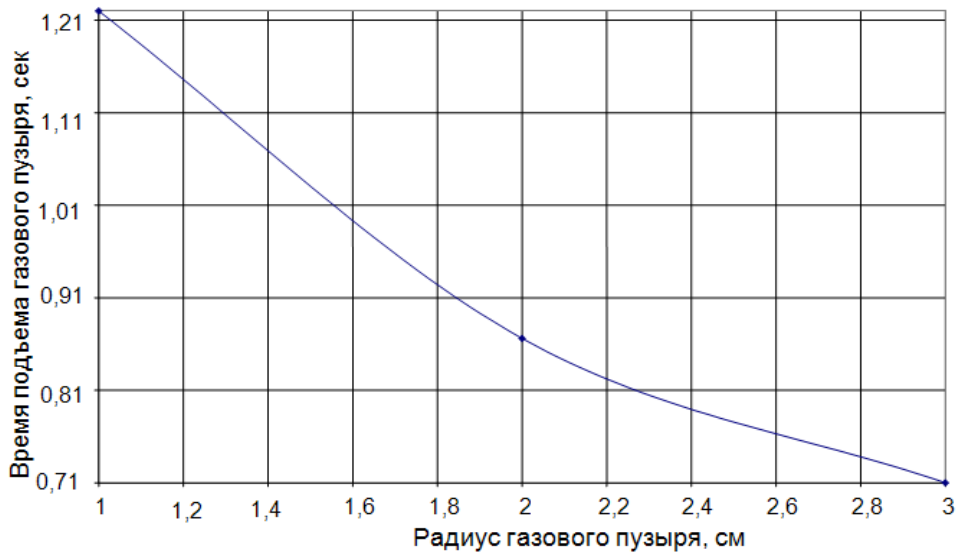


Рисунок 2 – Зависимость времени подъема газового пузыря от его радиуса

Данное значение времени представляется явно значимым. Поэтому, рассмотрим подъем пузыря, когда сопротивление пропорционально квадрату скорости. Аналогично предыдущему:

$$0 = \rho_m * V * g - \rho_2 * V * g - C_x * \frac{\rho * v^2}{2} * S,$$

или, пренебрегая $\rho_2 * V_g$:

$$\rho_m * V * g = \frac{C_x * S}{2} * \rho_m * x^2.$$

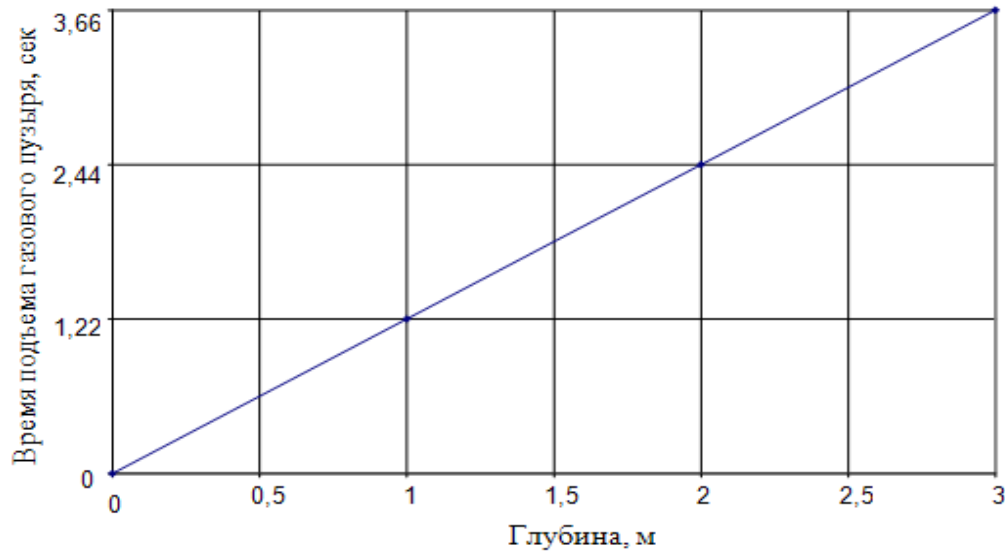


Рисунок 3 – Зависимость времени подъема газового пузыря от глубины

Скорость подъема газового пузыря:

$$x^0 = \sqrt{\frac{2 * V * g}{C_x * S}} = \sqrt{\frac{2 * \frac{4}{3} * \pi * a^3 * g}{C_x * \pi * a^2}} = \sqrt{\frac{8 * a * g}{3 * C_x}}.$$

Время подъема при наличии в газовом пузыре частицы радиусом 1 мм. В данном случае уравнение движения будет иметь вид:

$$0 = \rho_m * V * g - \rho_{\text{част}} * V_{\text{част}} * g - C_x * S * \frac{\rho * x^2}{2};$$

$$x^0 = \sqrt{\frac{2 * V * g * \left(1 - \frac{\rho_{\text{част}} * V_{\text{част}}}{\rho_m * V}\right)}{C_x * \pi * a^2}} = \sqrt{\frac{8 * a * g}{3 * C_x} * \left(1 - \frac{\rho_{\text{част}} * V_{\text{част}}}{C_m * V}\right)}.$$

Таким образом, скорость подъема, а значит и время подъема зависит от отношения $\frac{\rho_{\text{част}} * V_{\text{част}}}{\rho_m * V}$.

Применим данное отношение для условий:

1) $\rho_{\text{част}} = 2 * 10^3 \text{ кг/м}^3$, $\rho_m = 7,8 * 10^3 \text{ кг/м}^3$, $a = 1 \text{ мм}$,

$$V_{\text{част}} = \frac{4 * \pi * a^3}{3} = \frac{4 * 3,14 * 1 * 10^{-9}}{3} = 4,2 * 10^{-9} \text{ м}^3;$$

2) $\rho_{\text{част}} = 2 * 10^3 \text{ кг/м}^3$, $\rho_m = 7,8 * 10^3 \text{ кг/м}^3$, $a = 1 \text{ см}$,

$$V_{\text{част}} = \frac{4 * 3,14 * 1 * 10^{-9}}{3} = 4,2 * 10^{-6} \text{ м}^3.$$

Тогда

$$\frac{\rho_{\text{част}} * V_{\text{част}}}{\rho_{\text{т}} * V_{\text{част}}} = \frac{2 * 10^3 * 4,2 * 10^{-9}}{7,8 * 10^3 * 4,2 * 10^{-6}} = 0,25 * 10^{-3}.$$

Таким образом, время подъема газового пузыря, утяжеленного частицами СаО, будет таким же, как и пустого. Заметное влияние на время подъема составит лишь наличие тысячи и более частиц в газовом пузыре.

Следовательно, при малых концентрациях, порядка десятков килограмм на метр в кубе, почти весь порошок газовыми пузырями выносится на поверхность.

Библиографический список

1. Кузнецов Ю.М., Шляпников Л.К., Шур Е.С. Аэродинамика системы вдувания порошкообразных материалов в ковш.//Сталь. 1987. №7 С.31-34.
2. Павленко В.Г. Основы механики жидкости. -Л. Судостроение 1988. -240 с.

УДК 669.046.516

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОВЕДЕНИЯ АЗОТА НА РАЗЛИЧНЫХ ЭТАПАХ ПРОЦЕССА ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ

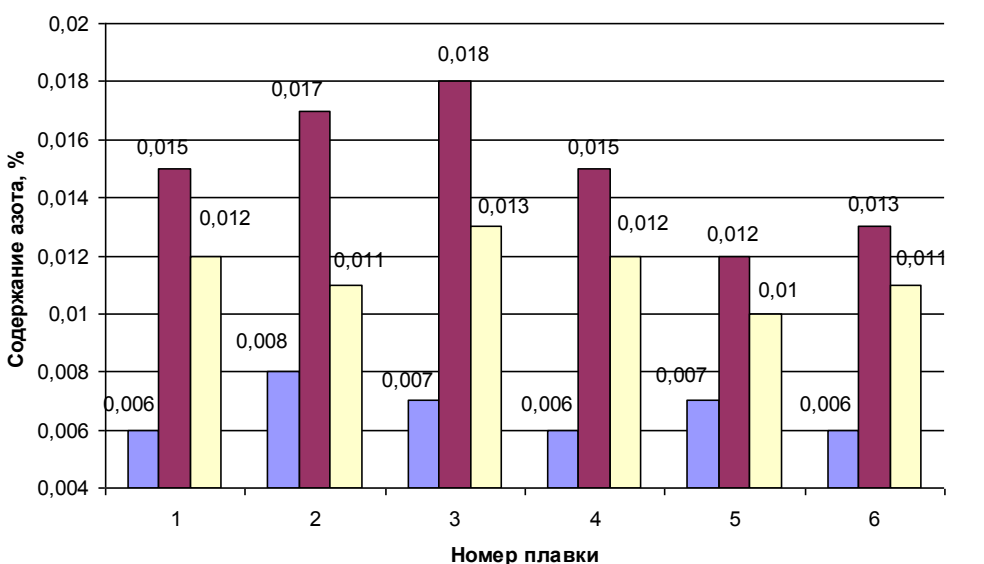
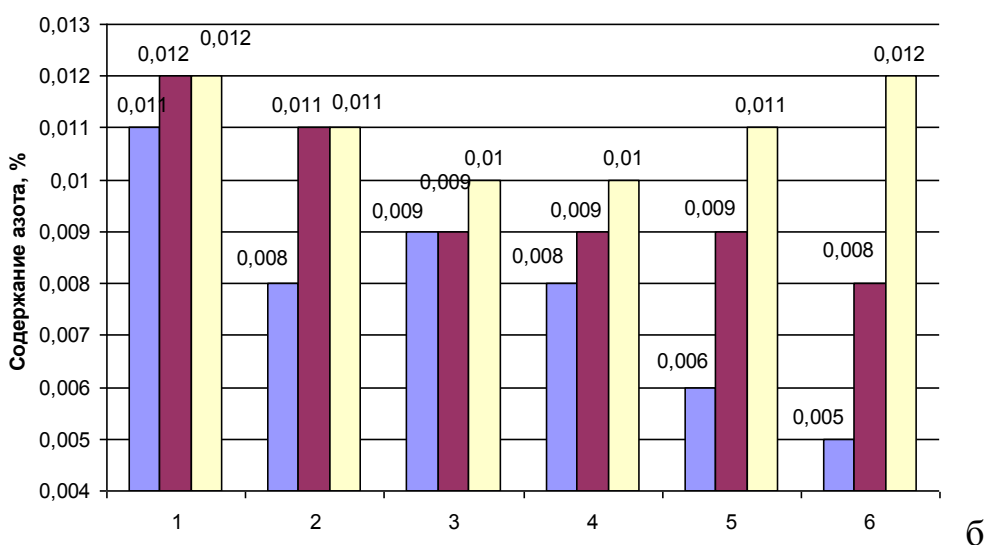
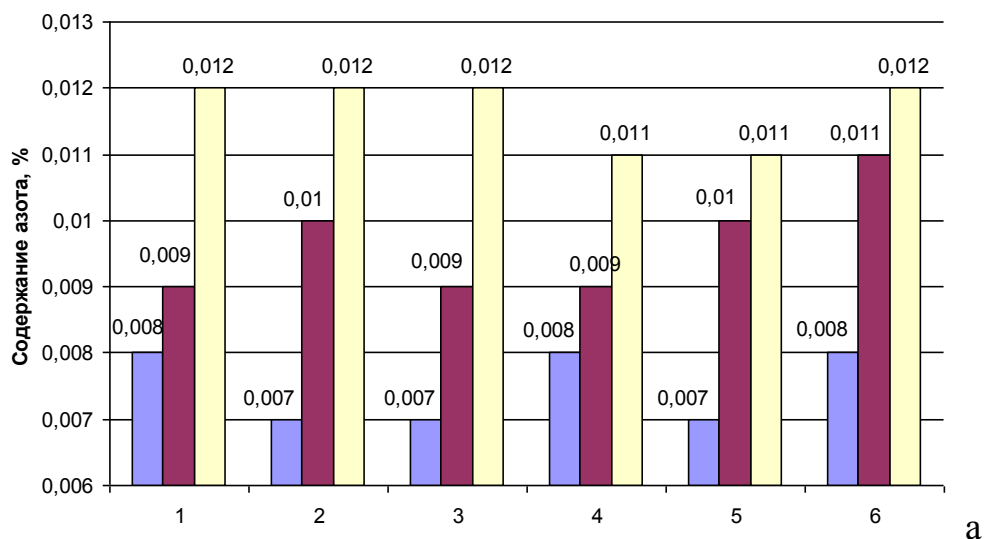
**Нохрина О.И., Дмитриенко В.И., Осипова Ю.А.,
Балацкий Г.В., Тарков Р.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, kafamsf@sibsiu.ru*

В целях изучения поведения азота при выплавке сталей в условиях ЭСПЦ ОАО «ЕВРАЗ-ЗСМК» были проанализированы данные о содержании азота в стали марок СтЗсп, 09Г2С, НЭ76Ф на различных технологических этапах процесса производства, которые представлены в виде графиков на рисунке 1.

Из вышеприведенных графиков видно, что в сталях марок СтЗсп и 09Г2С содержание азота увеличивается на всех этапах производства. На плавках стали СтЗсп и некоторых плавках 09Г2С значительный прирост азота на МНЛЗ свидетельствует о слабых мерах защиты при разливке металла. При обработке стали марки НЭ76Ф в АКОС содержание азота увеличивается, а затем в вакууматоре снижается.

Изучение изменения содержания азота в стали от различных технологических параметров при продувке стали азотом через донные щелевые фурмы проводили в 130-т сталеразливочных ковшах. Длительность продувки изменялась от 27 до 57 мин при давлении в магистрали 6 – 8 атм. Результаты этих исследований приведены в таблице 1.



■ – ДСП; ■ – АКОС; ■ – вакууматор

Рисунок 1 – Изменение содержания азота при выплавке стали марки Ст3сп (а), стали марки 09Г2С (б) и стали марки НЭ46Ф (в)

Таблица 1 – Результаты продувки стали в ковше газообразным азотом через донную фурму

τ, мин	Q, м ³	T, °C	[N] _н , %	[N] _к , %	Δ[N], %	Усвоение [N], %
Сталь марки НЭ76Ф						
36	9,105	1550- 1600	0,006	0,007	0,001	22,6
40	13,96		0,007	0,011	0,004	31,5
41	22,756		0,006	0,0125	0,005	44,2
41	22,756		0,006	0,0125	0,005	44,2
27	16,008		0,003	0,006	0,003	18,5
29	21,098		0,004	0,008	0,0045	18,6
35	11,465		0,006	0,007	0,002	19,1
31	17,034		0,004	0,006	0,005	16,7
34	14,098		0,005	0,008	0,002	16,5
Сталь марки Э76Ф						
55	11,076	1550- 1600	0,006	0,012	0,002	36,2
55	22,054		0,007	0,012	0,005	34
56	13,645		0,006	0,012	0,003	36,3
57	15,809		0,005	0,008	0,004	37
46	19,78		0,005	0,009	0,004	24,7
47	23,845		0,004	0,009	0,005	26,2
52	13,096		0,006	0,009	0,0035	32,9

Анализ полученных результатов показал, что усвоение азота колеблется от 16,5 до 44,2 % и зависит от исходного содержания азота (рисунок 2, а), длительности продувки (рисунок 2, б) и введенного газообразного азота (рисунок 3).

Из представленных данных видно, что высокая степень достоверности усвоения азота от его количества, вдуваемого в сталь через донные фурмы, свидетельствует о возможности четкого регулирования конечного содержания азота в стали с целью микролегирования.

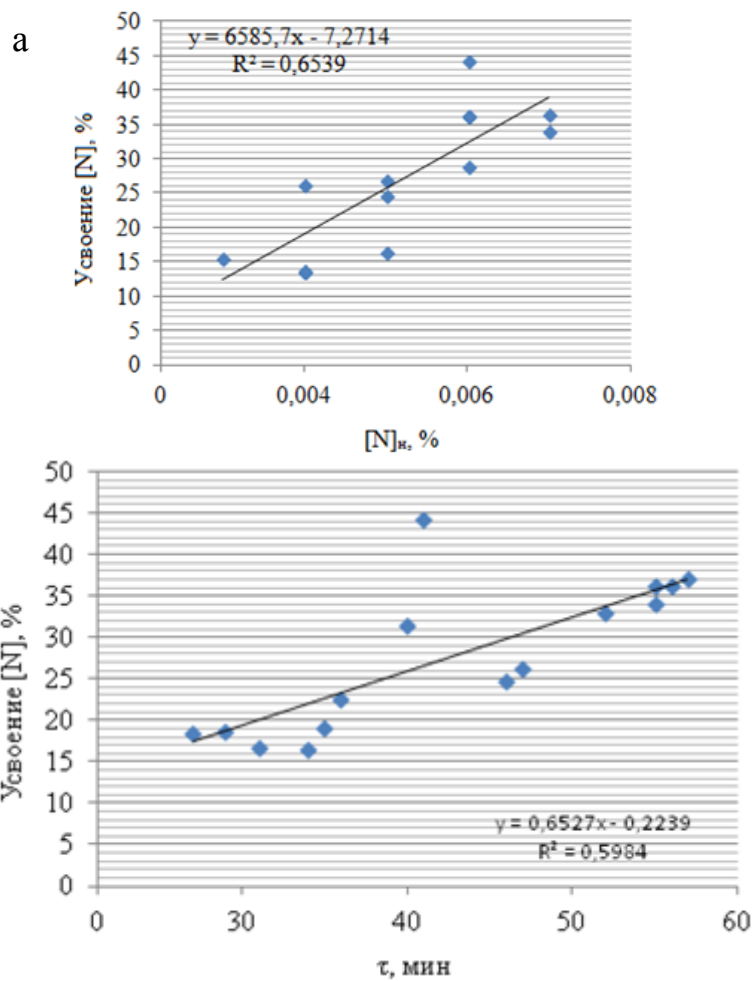


Рисунок 2 – Зависимость усвоения азота от исходного содержания азота в стали (а) от времени продувки (б)

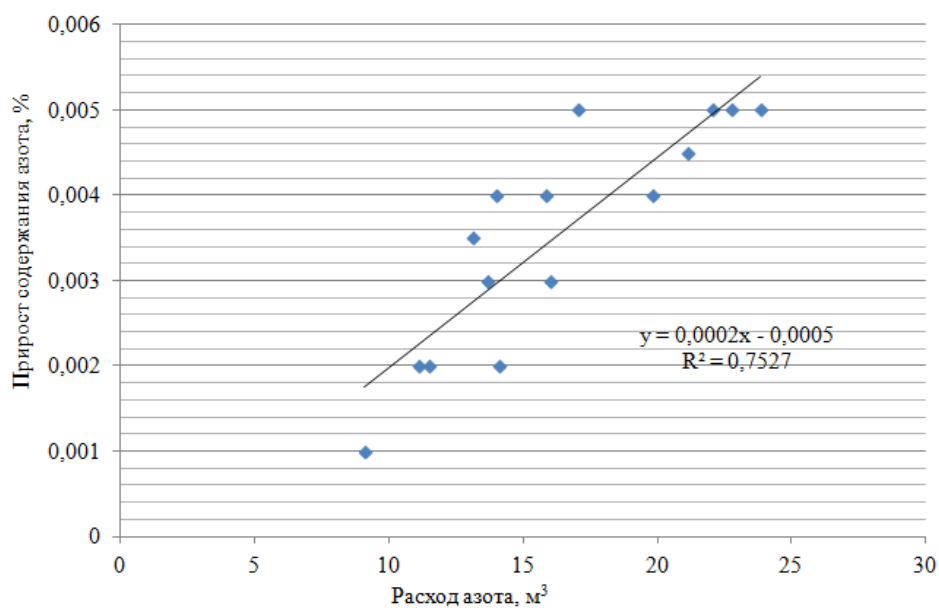


Рисунок 3 – Зависимость прироста содержания азота в стали от общего количества введенного газообразного азота через донную фурму

ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА КОНВЕРТЕРНЫХ МАГНЕЗИАЛЬНЫХ ШЛАКОВ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗНОСОУСТОЙЧИВОСТИ ФОРМИРУЕМОГО НА ФУТЕРОВКЕ ГАРНИСАЖА

Протопопов Е.В., Соколов В.В., Пермяков А.А., Калиногорский А.Н.

Сибирский государственный индустриальный университет,

ОАО «ЕвразСМК»

г. Новокузнецк, mrkalinogorskiy@gmail.com

Одним из наиболее эффективных направлений продления срока службы футеровки кислородных конвертеров является нанесение защитного гарнисажного слоя на огнеупорную кладку агрегата. При этом предусматривается использование высокомагнезиальных флюсов, что позволяет повысить содержание MgO в конвертерном шлаке и снизить его агрессивное воздействие на футеровку, получить покрытие с высокой износоустойчивостью. Также необходимо формирование конечного шлака с рациональным соотношением высоко- и низкотемпературных фаз [1 – 3].

В настоящей работе исследовали минеральный состав, текстурно-структурные, кристаллохимические и кристаллофизические особенности промежуточных, конечных и гарнисажных шлаков 350-т конвертеров ОАО «ЕвразСМК».

Технология выплавки стали предусматривает формирование шлака за счет присадки извести, алюминиевой выбойки и высокомагнезиального флюса ФОМИ, содержащего не менее 66 % MgO. Присадку ФОМИ в конвертер осуществляют вместе с известью в завалку на металлический лом до его нагрева для ускорения растворения флюса и обеспечения быстрого наведения шлака.

Как установлено, содержание MgO в конечном шлаке при среднем расходе флюса 17,7 кг/т удается поддерживать на довольно высоком уровне (12 – 13 %), что зачастую приводит к увеличению количества дисперсно-кристаллической фазы и сворачиванию шлака, снижению его рафинирующей способности. Для обеспечения жидкоподвижности шлака и более полного удаления вредных примесей известными способами увеличивали окисленность шлака (до 27 – 30 % на отдельных плавках).

Для исследования особенностей формирования шлака с использованием ФОМИ были проведены опытные плавки с промежуточными повалками при выплавке низко- и среднеуглеродистых марок стали. Химический состав проб шлака (1, 2, 3 и 4), отобранных, соответственно, на 4-й, 12-й минутах, по окончании продувки и после нанесения гарнисажа, показал (см. таблицу 1), что при использовании флюса растворение извести протекало медленнее: содержание CaO в течение всей продувки было на 5 – 10 % ниже обычных

значений, при этом наблюдали быстрое увеличение содержания MgO в шлаке при его повышенной окисленности. В шлаке на протяжении всего периода продувки присутствует твердая фаза, и количество ее увеличивается к окончанию операции. Последняя представлена нерастворившимися зернами извести, флюса ФОМИ и тугоплавкими минералами: периклазидами, шпинелидами и бредигитом.

Таблица 1 –Химический состав отобранных проб шлака

Номер пробы	Содержание оксидов, %							
	SiO ₂	CaO	MgO	P ₂ O ₅	MnO	Al ₂ O ₃	FeO	S
Опытные плавки								
1.1	21,84	24,41	8,95	2,35	12,23	2,88	27,39	0,059
1.2	18,18	31,7	11,58	1,63	8,12	3,68	24,74	0,064
1.3	10,81	38,21	11,19	1,39	6,0	2,48	18,85	0,104
1.4	8,55	41,24	18,3	1,03	4,54	2,07	18,85	0,064
2.1	16,37	22,96	9,69	1,8	7,65	3,56	36,52	0,08
2.2	11,67	32,09	13,12	1,33	4,94	2,98	37,25	0,078
2.3	7,42	35,23	11,7	1,03	3,98	2,14	26,8	0,125
Сравнительные плавки (без присадки флюса)								
3.1	19,47	30,67	3,61	1,44	7,25	4,05	29,74	0,073
3.2	25,70	42,65	5,60	0,78	7,25	4,05	8,54	0,07
3.3	13,78	48,64	3,99	1,56	4,62	2,64	15,2	0,082
4.1	15,12	29,26	5,06	1,74	7,65	3,49	29,6	0,07
4.2	19,4	35,93	8,18	1,68	8,08	4,02	21,79	0,059
4.3	11,35	41,51	11,59	1,71	5,89	2,64	12,26	0,1

В повалочных пробах шлака зафиксированы скопления крупных зерен периклазидов, состоящих из двух изоморфных рядов: периклаза и извести. В таблице 2 представлен минеральный состав опытных образцов шлака, характерной конвертерной плавки с использованием высокомагнезиального флюса.

Выделение реликтового периклаза и кальцооксида наблюдали во всех опытных образцах. Их наличие свидетельствует о том, что большая часть этих тугоплавких минералов, оплаваясь с периферии, прошла стадию перекристаллизации с уплотнением внутренних объемов периклаза и кальцооксида. Таким образом, конвертерный шлак в течение продувки имеет гетерогенный состав, где тугоплавкие частицы периклаза и извести находятся в расплаве более легкоплавких составляющих. Иногда содержание твердофазных включений увеличивается за счет кристаллизации тугоплавкого бредигита.

Кристаллизация минералов на этих реликтовых центрах увеличивает содержание в шлаке твердофазных частиц и способствует загущению шлака. Вновь образованные слои магнезиовюстита, нарастая на зерна периклаза, обладают более низкой температурой кристаллизации за счет наличия в них

изоморфных легкоплавких примесей и образуют концентрически-зональную структуру, причем при большом увеличении микроскопа отчетливо видно, что внутренние, первые слои, обладающие более низкой отражательной способностью, представлены периклазом со сравнительно небольшим содержанием легкоплавкого вюстита. Внешняя зона периклазидов всегда обладает высоким отражением, и на эту зону, как правило, нарастают еще и шпинелиды, причем на первой стадии их кристаллизации они представляют собой изоморфную смесь магнезиовюстита со шпинелидами.

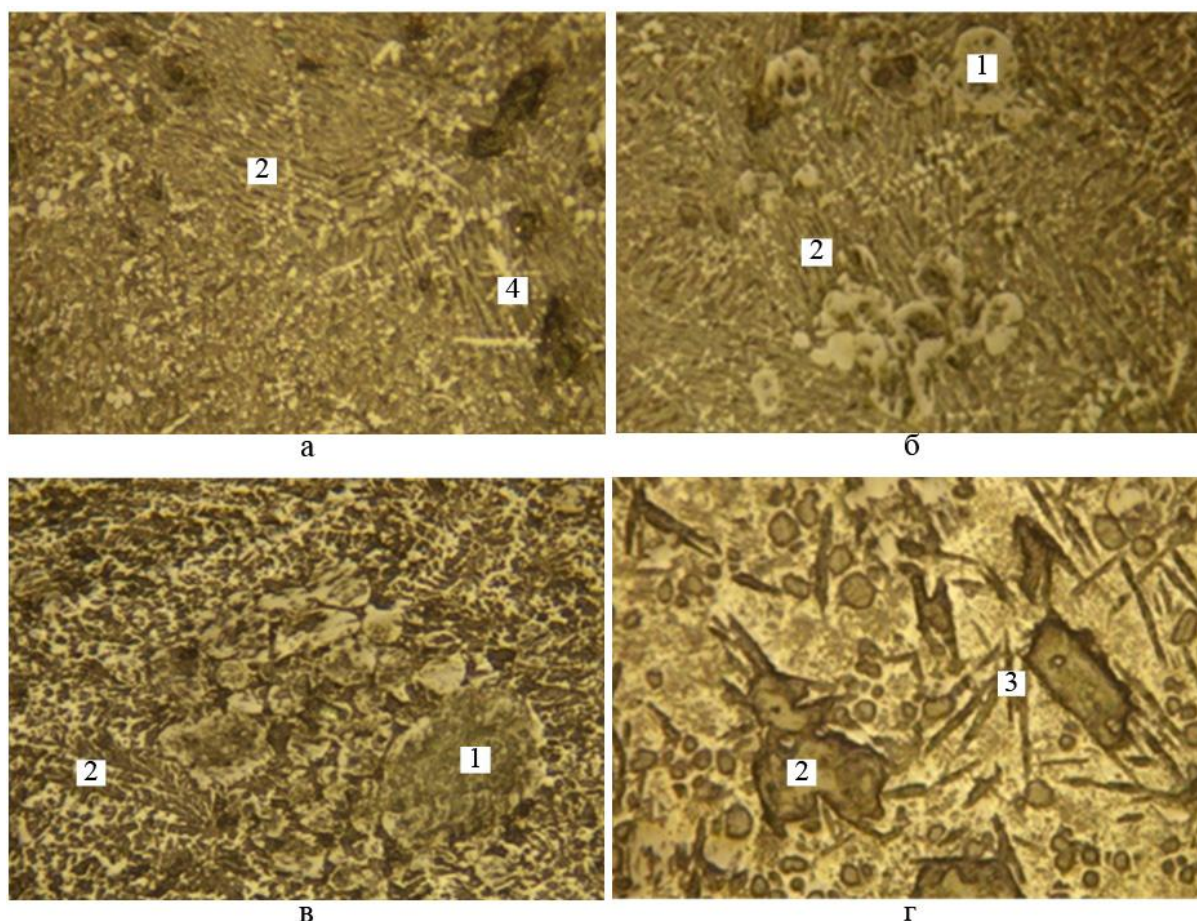
Таблица 2– Минеральный состав опытных образцов шлака

Минерал (соединение)	Содержание минерала в образце, %			
	1	2	3	4
Периклаз MgO	3,97	1,91	11,45	20,29
Кальцооксид CaO	1,2	14,44	25,05	34,04
Вюстит FeO	1,23	2,67	3,63	1,01
Манганозит MnO	2,94	2,51	3,49	2,61
Шпинель MgAl ₂ O ₄	1,29	1,4	0,82	0,25
Галаксит MnAl ₂ O ₄	1,29	0,47	0,27	0,11
Герценит FeAl ₂ O ₄	1,29	0,47	0,27	0,44
Якобсит MnFe ₂ O ₄	1,94	1,48	0,81	0,37
Магнезиоферрит MgFe ₂ O ₄	0,65	3,69	2,73	2,39
Магнетит FeFe ₂ O ₄	1,37	1,18	0,81	1,56
Маггемит γ-Fe ₂ O ₃	0,69	3,04	0,26	0,23
Браунмиллерит (Ca,Mg) ₂ (Al,Fe) ₂ O ₅	-	9,36	6,21	5,23
Двукальциевый феррит Ca ₂ Fe ₂ O ₅	10,81	-	5,24	4,41
Кальциооливин Ca ₂ SiO ₄	29,79	26,49	22,64	8,56
Форстерит Mg ₂ SiO ₄	14,9	15,89	9,28	6,95
Фаялит Fe ₂ SiO ₄	7,45	5,89	2,91	4,55
Тефроит Mn ₂ SiO ₄	7,45	5,89	2,83	1,07
Волластонит CaSiO ₃	-	0,39	-	2,85
Пироксен (Mg,Fe,Mn,Ca) ₂ Si ₂ O ₆	8,68	0,39	-	2,23
Витлокит Ca ₅ (PO ₄) ₃	1,51	0,99	0,91	0,61
Ольдгамит CaS	0,25	0,26	0,45	0,25

Содержание оливинов в опытных образцах шлака последовательно уменьшается от 61,09 % до 21,73 %, при этом они имеют сложный переменный состав, обусловленный совершенной изоморфной смесимостью оливиновых компонентов. Наиболее тугоплавкими являются кальциооливин, температура плавления которого составляет 2130 °С, и форстерит с температурой плавления 1890 °С, а наиболее легкоплавким – фаялит с температурой плавления 1205 °С.

В первом опытном образце отмечается наиболее высокое содержание оливинов, обогащенных легкоплавкими компонентами, поэтому значитель-

ная их часть находится в расплавленном состоянии (см. рисунок 1, поз. а). В расплаве отмечается и сравнительно большое количество кристаллов бредигита ($\alpha\text{Ca}_2\text{SiO}_4$), среди которых эпизодически встречается мервинит ($\text{Ca}_3\text{Mg}(\text{SiO}_4)_2$), имеющий температуру плавления 1598 °С, который, очевидно, образуется при снижении температуры конвертерной ванны. Установлено, что кристаллы бредигита растут в течение всего периода продувки металла, при этом количество их генераций соответствует числу присадок извести (зарождение каждой генерации происходит в момент присадки очередной порции материала).



1 – периклазиды; 2 – оливины; 3 – пироксены; 4 – шпинелиды, $\times 300$

Рисунок 1 – Микроструктура шлака, отобранного на 4-ой (а), 12-ой (б) минутах, по окончании продувки (в), после нанесения гарнисажа (г)

Шпинелиды в шлаке обычно находятся в расплавленном состоянии, и только в исключительных случаях при снижении температуры или увеличении содержания магния и глинозема могут встречаться в твердом кристаллическом состоянии. В опытных образцах шлака шпинелиды играют второстепенное значение вследствие их незначительного содержания (5,35 – 11,74 %). Необходимо отметить, что шпинелиды шлака отличаются очень сложным переменным составом: наиболее тугоплавкой составляющей явля-

ется шпинель с температурой плавления 2135 °С, наиболее легкоплавкими – маггемит, а также вюстит, изоморфно входящий в структуру шпинелидов.

Пироксены в опытных образцах шлаке находятся в расплавленном состоянии, поскольку последние кристаллизуются только при полном затвердевании шлака. В шлаке фиксировали в основном диопсид ($\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$), содержащий изоморфную примесь Fe, Mn и Al. Иногда встречали псевдоволластонит (CaSiO_3) в виде тонких игольчатых или пластинчатых кристаллов. Было отмечено, что пироксены, как правило, располагаются в интерстициях оливиновых кристаллов или эпитаксиально нарастают на них.

Выявленные ферриты кальция также относятся к наиболее легкоплавкой составляющей конвертерного шлака и находятся в расплавленном состоянии. В опытных образцах шлака микроскопически и рентгеновски определяется как двукальциевый феррит ($\text{Ca}_2\text{Fe}_2\text{O}_5$), содержащий изоморфные примеси разных компонентов, при этом в отдельных микрообъемах фиксировали браунмиллерит ($\text{Ca}_4\text{Al}_2\text{Fe}_2\text{O}_{10}$). Содержание ферритов кальция в шлаке составляет около 10 % и определяется, главным образом, наличием в шлаке высших оксидов железа и алюминия.

Необходимо отметить, что текстура обломков гарнисажного шлака имеет некоторые особенности. Во-первых, обломки шлака довольно массивные, а, во-вторых, они представляют собой нагромождение ошлакованных тугоплавких частиц дополнительно присаженного флюса. При этом микроструктура гарнисажного шлака (рисунок 1, поз. г) имеет значительно больше крупных тугоплавких кристаллов бредигита и периклазидов, которые вместе с нерастворившимися зернами периклаза и извести образуют каркасную структуру и формируют гарнисаж за счет затвердевания шлакового расплава на поверхности футеровки вследствие отвода тепла через нее.

Таким образом, для формирования износостойкого гарнисажа необходимо совершенствование шлакового режима конвертерной плавки: флюс ФОМИ целесообразно присаживать не ранее 4 – 5 минуты продувки, после того, как основное количество извести будет растворено в шлаке. При этом необходимо поддерживать повышенную окисленность шлака, чтобы ускорить процесс растворения флюса и не допустить перекристаллизацию периклаза.

Библиографический список

1. Демидов К.Н., Ламухин А.М., Шатилов О.Ф. и др. Выплавка стали в конвертерах с использованием флюсов с высоким содержанием оксидов магния. // Новые огнеупоры. 2005. №5. С. 13-21.
2. Раздув шлака в кислородном конвертере емкостью 300 т на фирме «Baو Steel» и кристаллографическая структура шлака // Новости черной металлургии за рубежом. 2001. № 2. С. 48-49.
3. Бабенко А.А., Фомичев М.С., Кривых Л.Ю. и др. Выплавка стали в 160-т конвертерах из углеродистого полупродукта под магниезиальными шлаками. // Сталь. 2010. №8. С. 35 – 38

ИНЖЕНЕРНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ПАРАМЕТРОВ ГАЗОПОРОШКОВОГО ОШЛАКОВАНИЯ И ТОРКРЕТИРОВАНИЯ ФУТЕРОВКИ КОНВЕРТЕРОВ

**КАЛИМУЛЛИН Р.Ф., ПРОТОПОПОВ Е.В.,
ЧЕРНЯТЕВИЧ А.Г., ЖИБИНОВА И.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк*

Технология нанесения защитных шлаковых и огнеупорных покрытий сегодня является основным способом обеспечения высокой стойкости футеровки кислородных конвертеров в мире. Развитие и оптимизация такой технологии требует создания новых подходов, накопления информации и научного обоснования конкретных технических решений.

В соответствии с предложенными разработками «горячий» ремонт футеровки конвертеров целесообразно проводить по следующим технологическим схемам:

– одновременное нанесение шлакового гарнисажа на футеровку конвертера посредством раздувки азотными струями конечного шлака с оптимальным содержанием оксида магния (5 – 6 %) с одновременным торкретированием, т.е. вдуванием, «впрессовкой» в него дешевых порошкообразных магнезиальных материалов с целью формирования высокостойкого гарнисажного покрытия (рисунок 1);

– раздувку конечного конвертерного шлака азотно-порошковыми струями и формирование на стенах конвертера высокостойкого гарнисажа в процессе намораживания брызг шлака, обогащенных порошком магнезиального материала.

При этом предусматривается использование предлагаемых специальных конструкций гарнисажных фурм с использованием систем подвода технологических газов и порошкообразных материалов к дутьевому устройству для реализации технологии вертикального факельного торкретирования футеровки конвертеров (рисунок 2).

Процесс газовой или газопорошковой раздувки шлакового расплава с целью нанесения шлакового гарнисажа на футеровку конвертера включает следующие основные этапы:

– формирование с помощью наконечника специальной гарнисажной фурмы многоструйного азотного или азотно-порошкового потока с направлением сверхзвуковых струй под углом к поверхности ванны подготовленного жидкого шлака;

– взаимодействие наклонных азотных или азотно-порошковых струй со шлаковым расплавом с образованием зоны взаимодействия, состоящей из обособленных или соприкасающихся кратеров различной конфигурации. Из

пределов данных зон происходит рассредоточенный брызговынос объемов шлака, в том числе с твердыми частицами порошкообразных магнезиальных материалов, преимущественно на стенки конвертера.

Естественно, в идеальном технологическом варианте ошлакования футеровки конвертера необходимо добиться равномерного нанесения гарнисажа по всей высоте рабочего пространства агрегата с предотвращением образования шлаковой настыви на фурме и выноса шлаковых капель из агрегата, что в реальных условиях реализовать чрезвычайно сложно.

При использовании газовых азотных струй для раздувки подготовленного конечного шлака специальной гарнисажной фурмой (рисунок 1) определяющими параметрами дутьевого режима являются:

– число сопел Лавала в наконечнике фурмы $n_{л}$, шт; угол наклона сопел к вертикальной оси фурмы α_v и в плане между осями соседних сопел γ_1 , град; выходной диаметр сопла $d_{н}^{\ddot{}}$, м; диаметр окружности расположения осей выходных сечений сопел на торце наконечника $d_{г}^{\ddot{}}$, м;

– объемная скорость азота через одно сопло $q_{а}^{\ddot{}}$, м³/с; линейная скорость $U_{а\ddot{o}}$, м/с, плотность $\rho_{г}$, кг/м³, и температура $T_{вых}$, °К, азотной струи на выходе из сопла; расстояние от среза сопла до днища конвертера, $H_{ф}$, м; температура окружающей среды в полости конвертера $T_{окр}$, °К;

– глубина жидкой ванны шлака $h_{ш}$, м; диаметр цилиндрической части конвертера $D_{ц}$, м; плотность жидкого шлака $\rho_{ш}$, кг/м³; – глубина L_k и диаметр D_k обособленного кратера в шлаковой ванне, м; общий диаметр реакционной зоны на поверхности шлака $D_{общ}$, м; скорость отраженного потока азота, перемещающегося вдоль поверхности кратера $U_{отр}$, м/с; ускорение свободного падения g , м/с².

При этом следует отметить, что распространение азотных струй в рабочем пространстве конвертера происходит в неизотермических условиях и вероятней всего при наблюдаемых расходах азота и изменении положения фурмы происходит пробой струями столба жидкого шлака с формированием отраженных от днища газовых потоков, вызывающих направленный брызговынос из пределов шлаковой ванны.

В случае раздувки шлака азотно-порошковыми струями через специальную гарнисажную фурму, содержащую наконечник с соплами Лавала для подачи азота по центру которых с равномерным зазором размещены цилиндрические сопла для вдувания порошкообразных магнезиальных материалов в потоке несущего газа (азот, воздух), дополнительными, наряду с вышеперечисленными, дутьевыми параметрами будут:

– число цилиндрических сопел в наконечнике фурмы $n_{ц}$, шт.; диаметр сопла $d_{н}^{\ddot{o}}$, м; угол в плане между осями соседних цилиндрических сопел γ_2 , град; угол наклона цилиндрических сопел к горизонтали фурмы β , град;

– массовая скорость порошкообразного материала через цилиндрическое сопло (кг/с) и объемная скорость несущего газа (м³/с).

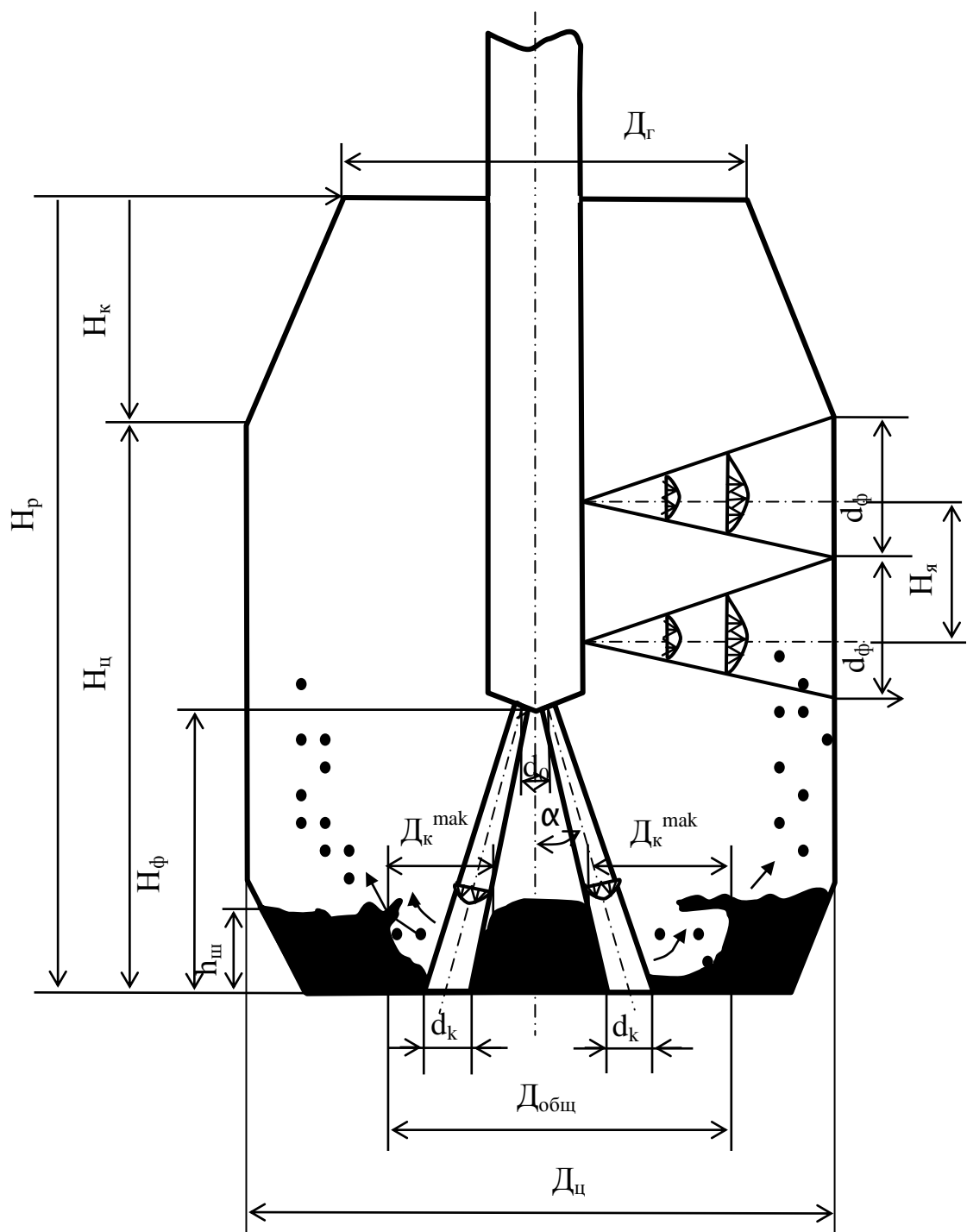
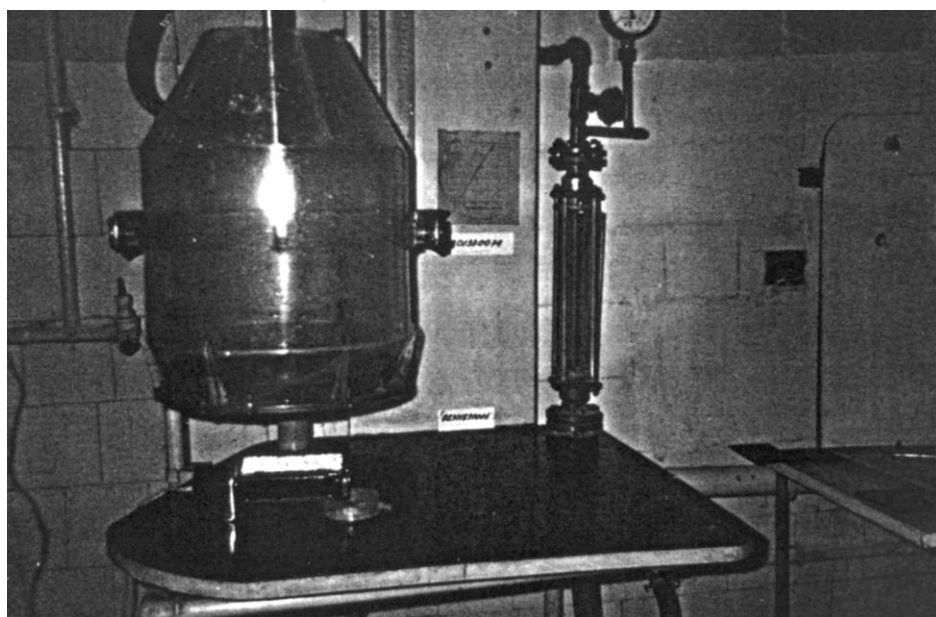
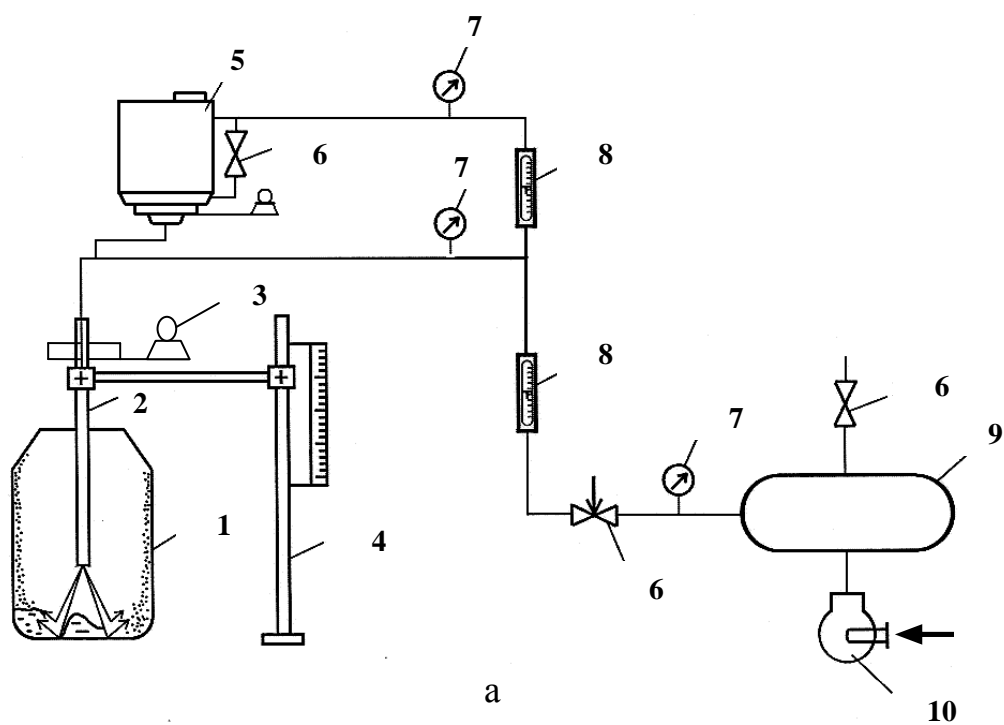


Рисунок 1 – Схема нанесения шлакового гарнисажа и торкрет-покрытия на футеровку конвертера.



б

1 – плексигласовая модель конвертера; 2 – фурма; 3 – привод вращения фурмы; 4 – устройство крепления и перемещения фурмы; 5 – роторный флюсопитатель; 6 – вентили; 7 – манометры; 8 – ротаметр; 9 – ресивер; 10 – компрессор

Рисунок 2 – Схема установки физического моделирования процесса нанесения шлакового гарнисажа (а) и фотография плексигласовой модели конвертера (б)

В том случае, когда осуществляется нанесение шлакового гарнисажа в соответствии со схемой рисунка 1, то дополнительно следует учитывать:

- расстояние по стволу фурмы между ярусами основных и дополнительных сопел, $H_{я}$, м;

- диаметр окружности расположения осей выходных сечений цилиндрических сопел на боковой поверхности наконечника, $d_{ф}$, м;

- объемная скорость азота через цилиндрическое сопло $q_{\dot{a}}$, м³/с;

- линейная скорость $U_{\dot{a}\dot{o}}$, м/с, плотность $\rho_{г}$, кг/м³, и температура $T_{вых}$, °К, азотной струи на выходе из цилиндрического сопла.

Не вызывает сомнений, что при заданной интенсивности подачи азота через обычную многосопловую фурму приближение торца наконечника последней к шлаковой ванне ведет к увеличению удельного давления струи, возрастанию скорости отраженного потока азота и интенсивности брызговыноса с перераспределением количества капель шлака, направленных в стороны футеровки, горловины конвертера и ствола фурмы. Перераспределение направленного выброса шлаковых капель, формирование гарнисажа, без сомнений, определяется (рисунок 1) структурой и размерами ($L_{к}$, $D_{с}$, $D_{к}$, $D_{общ}$) создаваемых зон взаимодействия. В этой связи с инженерной точки зрения важно установить влияние определяющих параметров дутьевого режима (конструкция наконечника фурмы, расход азота, порошкообразных магниезиальных материалов и положение фурмы над шлаковой ванной) на размеры зон воздействия азотных струй на шлак, при которых обеспечиваются наиболее благоприятные условия формирования шлакового гарнисажа по высоте футеровки конвертера.

В соответствии с уравнением Бернулли, выражающего в общем случае закон сохранения энергии по длине потока, для конца участка погружения азотной струи в шлаковый расплав, где существует равновесие между динамическим давлением по оси струи и статическим давлением в глубине зоны взаимодействия, можно записать

$$\rho_{\dot{a}} \cdot (U_1)^2 / 2 = \rho_{\phi} \cdot g \cdot L, \quad (1)$$

где U_1 – осевая скорость струи в глубине реакционной зоны, м/с; L – глубина реакционной зоны, м.

Так как осевая скорость по длине струи прогрессивно убывает в зависимости от начальной скорости газа $U_{\dot{a}\dot{o}}$, высоты фурмы над ванной $H_{ф}$ и диаметра сопла $d_{\dot{a}}$ по выражению

$$U_1 = U_{\dot{a}\dot{o}} \cdot d_{\dot{c}} \cdot \beta / (H_{\dot{o}} + L), \quad (2)$$

то после подстановки последнего в равенство (1) и проведения несложных преобразований, получим

$$\frac{0,637 \cdot \beta^2 \cdot i_{\dot{a}}^0}{(H_{\dot{o}} + L)^2} = \rho_{\phi} \cdot g \cdot L, \quad (3)$$

где β - коэффициент динамики струи, характеризующий степень ее турбулентности.

Принимая во внимание то обстоятельство, что давление струи на условное дно зоны взаимодействия является функцией давления струи на поверхность шлака, с учетом выражения (3) переход от одного к другому режиму взаимодействия азотной струи со шлаковым расплавом заданного состава с определенной степенью точности может быть описан зависимостью

$$\dot{I}_{\delta} = f \left(\sqrt[3]{\frac{i_{\tilde{a}}^0}{\rho_{\phi} \cdot g}} \right). \quad (4)$$

С другой стороны, если суммарный импульс азотных струй $\sum i_{\tilde{a}}^0$ отнести к массе жидкого шлака $m_{\text{ш}}$, то с проведением необходимых преобразований выражения (3) получим

$$\left(\frac{\dot{I}_{\delta} + L}{d_c^{\ddot{e}}} \right)^2 = \frac{0,5\beta^2 \cdot \sum i_{\tilde{a}}^0}{m_{\phi} \cdot g}, \quad (5)$$

а следовательно условия перехода к различным режимам раздувки шлака можно представить зависимостью

$$\frac{\dot{I}_{\delta}}{d_c^{\ddot{e}}} = f \left(\sqrt{\frac{\sum i_{\tilde{a}}^0}{m_{\phi} \cdot g}} \right), \quad (6)$$

учитывающей изменение масштаба процесса.

С использованием метода анализа размерностей безразмерные диаметр $\left(\frac{\ddot{A}}{\dot{I}_{\delta}} \right)$ и глубину $\left(\frac{L}{H_{\delta}} \right)$ одиночной зоны взаимодействия можно описать в виде зависимости:

$$\frac{\ddot{A}}{\dot{I}_{\delta}}, \quad \frac{L}{H_{\delta}} = f \left(\frac{i_{\tilde{a}}^0}{\rho_{\phi} \cdot g \cdot H_{\delta}^3} \right), \quad (7)$$

а с учетом геометрических построений (рисунок 1) при наклонном многоструйном дутье общий диаметр зоны можно выразить в виде соотношения:

$$\ddot{A}_{\text{ит}} = \hat{E}_1 \cdot \dot{I}_{\delta} \cdot \left(\frac{i_{\tilde{a}}^0}{\rho_{\phi} \cdot g \cdot H_{\delta}^3} \right)^{\hat{E}_2} \cdot (1 + L \cdot \text{tg}\alpha_{\hat{a}}) + d_0 + 2(H_{\delta} + L) \cdot \text{tg}\alpha_{\hat{a}}, \quad (8)$$

где K_1, K_2 - эмпирические коэффициенты.

С использованием вышеприведенных зависимостей в дальнейшем было выполнено обоснование условий моделирования дутьевого режима ошлакования футеровки конвертеров.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА СТАЛИ НА КАЧЕСТВО РЕЛЬСОВОГО ПРОКАТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА

Буинцев В.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, buintcev@mail.ru*

Широкое развитие информационных систем, их использование при решении большого круга производственно-экономических задач усилило роль моделирования как одного из основных инструментов научного познания и нашло широкое распространение при исследовании металлургических процессов. Большинство металлургических процессов материалоемкие и энергоемкие, поэтому проведение промышленных экспериментов ведет к большим экономическим потерям и временным затратам. Модель представляет собой объект, который в процессе познания замещает оригинал, сохраняя некоторые важные для данного исследования типичные свойства. Хорошо построенная модель доступнее для исследования – нежели реальный объект. Невозможно также обойтись без модели объекта при решении задачи оптимизации. Повышение качества рельсового проката является одной из актуальных задач для рельсового производства.

Настоящая работа посвящена построению математической модели и оптимизации химического состава рельсовой стали с целью обеспечения максимальной твердости поверхности готового проката.

Для построения модели были использованы данные о сорока пяти заводских лабораторных испытаниях твердости поверхности рельсового проката в период с 20.11.01 по 19.12.01. Твердость поверхности определялась по методике, предложенной в 1900 году шведским инженером Ю.А. Бринеллем [1] и осуществлялась с помощью твердосплавного шарика диаметром 8 мм (НВ8). При этом известен также химический состав каждой штуки проката, который представлен следующими элементами: углеродом (С), марганцем (Mn), кремнием (Si), фосфором (P), серой (S), хромом (Cr), никелем (Ni), медью (Cu), алюминием (Al) и ванадием (V). Максимальное значение НВ8 зафиксировано только в одном из опытов и равно 375, при среднем 360.

Так как совместное влияние десяти химических элементов на твердость проката ранее никем не исследовалось, то было принято решение о линейно-нелинейной структуре разрабатываемой модели, приведенной в уравнении 1.

$$\text{HB}_{8\text{м}} = 163,7 + 222,7 \cdot [\text{C}] + 358,4 \cdot [\text{Mn}] - 703,2 \cdot [\text{Si}] + 42,16 \cdot [\text{P}] + 590,24 \cdot [\text{S}] + 526,5 \cdot [\text{Cr}] + 523,74 \cdot [\text{Ni}] + 196,11 \cdot [\text{Cu}] + 125,52 \cdot [\text{Al}] + 551,02 \cdot [\text{V}] + 290,02 \cdot [\text{C}] \cdot [\text{Mn}] - 1077,2 \cdot [\text{C}] \cdot [\text{Si}] + 29,05 \cdot [\text{C}] \cdot [\text{P}] + 505,43 \cdot [\text{C}] \cdot [\text{S}] -$$

$$\begin{aligned}
& 28,74*[C]*[Cr] + 51,86*[C]*[Ni] + 361,0*[C]*[Cu] + 361,0190,1*[C]*[Al] + \\
& 1364,3*[C]*[V] + 3212,9*[Mn]*[Si] + 175,8*[Mn]*[P] + 504,7*[Mn]*[S] + \\
& 464,1*[Mn]*[Cr] - 1041,6*[Mn]*[Ni] - 338,9*[Mn]*[Cu] + 284,4*[Mn]*[Al] - \\
& 341,7*[Mn]*[V] + 52,2*[Si]*[P] + 313,7*[Si]*[S] + 57,9*[Si]*[Cr] - \\
& 306,9*[Si]*[Ni] + 263,6*[Si]*[Cu] + 25,6*[Si]*[Al] + 166,4*[Si]*[V] + \\
& 7,5*[P]*[S] + 82,8*[P]*[Cr] + 165,2*[P]*[Ni] - 34,1*[P]*[Cu] + 12,4*[P]*[Al] - \\
& 42,1*[P]*[V] + 59,6*[S]*[Cr] + 22,5*[S]*[Ni] + 72,9*[S]*[Cu] + 3,9*[S]*[Al] + \\
& 9,5*[S]*[V] - 40,0*[Cr]*[Ni] + 313,7*[Cr]*[Cu] + 57,9*[Cr]*[Al] - \\
& 306,9*[Cr]*[V] + 263,6*[Ni]*[Cu] + 4,4*[Ni]*[Al] - 677,4*[Ni]*[V] - \\
& 23,*[Cu]*[Al] + -339,5*[Cu]*[V] + 52,9*[Al]*[V] - 102,9*[C]^2 + 25,6*[Mn]^2 + \\
& 166,4*[Si]^2 - 30,8*[Cr]^2 + 4,4*[P]^2 - 677,4*[S]^2 + 399,8*[Ni]^2 + 1318,5Cu]^2 - \\
& 15,2*[Al]^2 - 420,*[V]^2 \tag{1}
\end{aligned}$$

Коэффициенты этой модели были найдены с использованием широко известного метода наименьших квадратов [2]. Статистическую оценку адекватности полученной модели оценить сложно из-за малого объема исходных данных, однако, на обучающей выборке ошибка модели не превышала 5 %. Это дает повод провести некоторые исследования на этой модели. В частности, была проведена оптимизация химического состава рельсовой стали с целью обеспечения максимальной поверхностной твердости проката. Критерием оптимизации принято модельное значение твердости поверхности проката HB_{8m} , рассчитанное по уравнению 1.

Оптимизация проводилась с помощью программы – оптимизатора «Поиск решения», встроенной в MS Excel по методу Ньютона [3]. В качестве ограничений использовались максимальные и минимальные значения химических элементов, приведенные в таблице 1.

Таблица 1 – Максимальные и минимальные значения химических элементов

C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu	Al	V
0,71	0,76	0,26	0,01	0,005	0,04	0,04	0,06	0,006	0,05
0,78	0,92	0,4	0,021	0,009	0,1	0,09	0,13	0,014	0,09

В результате расчета (см. таблицу 2) найден химический состав рельсовой стали, позволяющий получить максимальную поверхностную твердость проката.

Таблица 2 – Оптимальные значения концентраций и соответствующая им твердость

C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu	Al	V	HBm
0,78	0,76	0,26	0,01	0,009	0,04	0,09	0,13	0,014	0,05	385,7

Кроме решения задачи оптимизации, были проведены исследования объекта на предмет влияния отдельных факторов на поверхностную твердость. Определено, что наряду с линейным влиянием химических элементов, на твердость влияют и их соотношения. Например, очень сильное влияние имеют соотношения углерода и кремния, углерода и ванадия, ещё большее

влияние имеет соотношение кремния с марганцем. Полученные результаты могут быть использованы для разработки рекомендаций сталеплавильщикам, с целью повышения качества рельсового проката, а саму математическую модель можно применить для прогнозирования твердости поверхности без проведения лабораторных опытов.

Библиографический список

1. Определение твердости [Электронный ресурс]: Пособие термистам, Москва, 2009. – Режим доступа: <http://www.modificator.ru>.
2. Цымбал В.П. Математическое моделирование сложных систем в металлургии / В.П. Цымбал. – Кемерово; М.; Издательское объединение «Российские университеты»; Кузбассвуиздат – АСТШ, 2006. – 431 с.
3. Реализация средствами Excel методов решения оптимизационных задач : метод. указ. / Сиб. гос. индустр. ун-т ; сост. : С.П. Мочалов, И.А. Рыбенко. – Новокузнецк: СибГИУ, 2010. - 30 с.

УДК 621.746.5:669.14.018.294

ИССЛЕДОВАНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИМЕСНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПО СЕЧЕНИЮ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ

ФЕЙЛЕР С.В., ПОЛЕВОЙ Е.В., ДЕМЕНТЬЕВ В.П.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, feyler@rdtc.ru*

Большинство дефектов в непрерывнолитых заготовках возникает вследствие развития процессов ликвации. Различная растворимость элементов в жидкой и твердой фазах приводит к обогащению границы затвердевания слоем ликвирующих примесей. При наличии вдоль поверхности кристалла конвективных потоков жидкой стали часть атомов из этого слоя удаляется в маточный расплав, повышая концентрацию примесей в объеме незатвердевшей стали. Особое значение приобретает изучение ликвации непрерывнолитой рельсовой стали.

Неравномерное распределение химических элементов по поперечному сечению непрерывнолитой заготовки оказывает влияние на напряженно-деформированное состояние металла в процессе прокатки, что приводит к изменению вероятности возникновения дефектов в зависимости от технологических условий реализации процесса [1].

Исследование ликвации проводили на пробах поперечного сечения непрерывнолитой заготовки (рисунок 1), полученных на радиальной четырехручьевой МНЛЗ с сечением кристаллизатора 300×360 мм при разливке стали Э76Ф с ковшевым содержанием элементов: 0,77 % С, 0,88 % Мп, 0,32 % Si, 0,018 % Р, 0,011 % S.

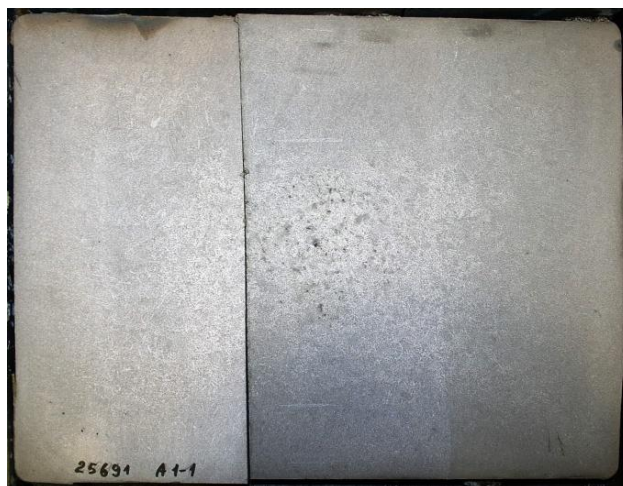


Рисунок 1 – Темплет с первой заготовки первого ручья

Выплавленная в 100-т дуговой сталеплавильной печи сталь обработана на агрегате комплексной обработки и вакууматоре. Темплеты были отобра- ны с первой заготовки первого и третьего ручьев (маркировка 1-1 и 3-1, со- ответственно) и третьей заготовки третьего ручья (маркировка 3-3).

После предварительной обработки темплетов проводили их сверление в семнадцати точках с последующим отбором проб на химический анализ. Схема отбора проб по сечению приведена на рисунке 2.

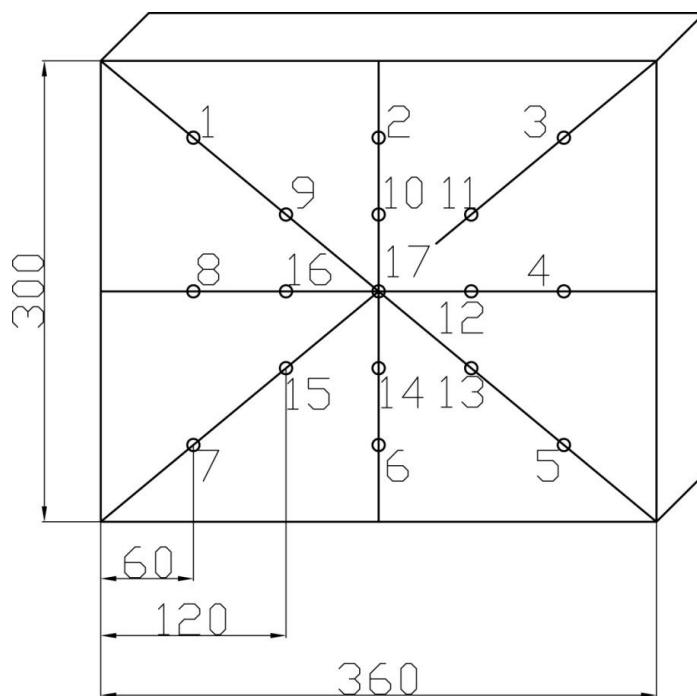


Рисунок 2 – Схема отбора проб

Химический анализ выполнен на содержание С, Mn, Si, P, S, в связи с тем, что эти элементы оказывают наибольшее влияние на развитие ликваци- онных явлений [2]. Результаты химического анализа и расчета степени лик- вации элементов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Распределение элементов по сечению непрерывнолитой заготовки

№ пробы	Содержание элементов, %														
	C	Mn	Si	P	S	C	Mn	Si	P	S	C	Mn	Si	P	S
Заготовка 1-1					Заготовка 3-1					Заготовка 3-3					
1	0,76	0,87	0,28	0,016	0,012	0,77	0,86	0,31	0,017	0,012	0,79	0,87	0,31	0,018	0,013
2	0,78	0,88	0,29	0,019	0,012	0,77	0,86	0,31	0,018	0,012	0,78	0,88	0,30	0,019	0,013
3	0,78	0,87	0,29	0,017	0,013	0,76	0,86	0,30	0,017	0,012	0,77	0,87	0,30	0,018	0,013
4	0,78	0,88	0,30	0,018	0,012	0,79	0,86	0,30	0,018	0,013	0,79	0,87	0,30	0,019	0,013
5	0,77	0,86	0,29	0,016	0,012	0,77	0,86	0,31	0,017	0,012	0,77	0,87	0,30	0,019	0,013
6	0,79	0,86	0,29	0,018	0,013	0,77	0,86	0,30	0,017	0,013	0,78	0,87	0,30	0,018	0,013
7	0,77	0,86	0,30	0,018	0,012	0,77	0,87	0,30	0,018	0,012	0,77	0,87	0,30	0,019	0,012
8	0,79	0,87	0,30	0,020	0,013	0,77	0,87	0,30	0,018	0,012	0,78	0,88	0,30	0,018	0,013
9	0,78	0,87	0,31	0,019	0,013	0,76	0,87	0,30	0,017	0,012	0,79	0,88	0,30	0,018	0,013
10	0,79	0,86	0,29	0,020	0,013	0,77	0,87	0,30	0,019	0,013	0,78	0,88	0,30	0,021	0,014
11	0,78	0,87	0,31	0,019	0,013	0,78	0,86	0,30	0,018	0,013	0,76	0,88	0,30	0,020	0,013
12	0,75	0,86	0,30	0,019	0,014	0,77	0,87	0,30	0,017	0,012	0,75	0,90	0,30	0,020	0,012
13	0,77	0,87	0,30	0,019	0,012	0,79	0,87	0,30	0,019	0,013	0,78	0,91	0,30	0,020	0,013
14	0,79	0,87	0,29	0,020	0,013	0,80	0,87	0,30	0,020	0,014	0,79	0,88	0,30	0,019	0,013
15	0,80	0,87	0,30	0,020	0,012	0,78	0,87	0,31	0,020	0,013	0,76	0,88	0,30	0,019	0,013
16	0,76	0,86	0,30	0,019	0,012	0,78	0,87	0,31	0,019	0,012	0,79	0,87	0,30	0,018	0,013
17	0,80	0,87	0,29	0,020	0,013	0,80	0,89	0,31	0,019	0,013	0,86	0,91	0,29	0,012	0,017
К, %	6,49	2,27	9,37	22,22	18,18	5,19	3,41	3,13	16,67	18,18	14,29	4,55	6,25	50,00	45,45

Как видно из таблицы 1, склонность к ликвации различных элементов, содержащихся в стали не одинакова. Степень ликвации можно охарактеризовать выражением:

$$K = \frac{C_{\max} - C_{\min}}{C_{\text{êî âø}}} \cdot 100\% ,$$

где C_{\max} и C_{\min} – максимальное и минимальное содержание элемента в той или иной части темплета, %;

$C_{\text{ковш}}$ – содержание элемента в ковшевой пробе, %.

В этом случае степень ликвации по максимальным значениям распределяется следующим образом: фосфор (50 %), сера (45,45 %), углерод (14,29 %), кремний (9,37 %), марганец (4,55 %).

Расчет степени ликвации в отдельных зонах слитка выполнен по выражению:

$$K_i = \frac{C_i - C_{\text{êî âø}}}{C_{\text{êî âø}}} \cdot 100\% ,$$

где C_i – концентрация элемента в i пробе, %.

Анализ результатов показал, что по углероду, фосфору и сере наблюдается преимущественно положительная ликвация, а по марганцу и кремнию – отрицательная. При этом нулевая ликвация по углероду и фосфору наблюдается преимущественно в периферийной части слитка.

Библиографический список

1. Луценко В.А. Моделирование неустановившегося процесса горячей прокатки непрерывнолитых слябов с учетом ликваций / В.А. Луценко, П.В. Боровик, Н.Н. Заблудский, С.В. Куберский // Сб. науч. тр. Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні, Луганск, 2010. – С. 10-17.
2. Смирнов А.Н. Непрерывная разливка стали: Учебник / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, Е.В. Штепан // Донецк: ДонНТУ, 2011. – 482 с.

УДК 621.771

РАЗРАБОТКА ЧУГУНА ДЛЯ ВАЛКОВ, ЛЕГИРОВАННОГО БОРОМ

ВДОВИН К.Н., ЗАЙЦЕВА А.А.

*Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова,
г. Магнитогорск. vdovin@magtu.ru*

Чтобы получить хороший прокат необходимо, в первую очередь, изготовить, качественный валок. Изготовление валков напрямую связано с техно-

логией их изготовления, которая в настоящее время все улучшается и улучшается. Особенно большой сдвиг в производстве валков произошел после появления центробежных машин. Прокатные валки, отлитые на центробежных машинах, имеют существенные преимущества по сравнению с валками, залитыми стационарно. В процессе разработки технологии изготовления валка на первом месте стоит разработка подходящего материала, способного обеспечить стабильность свойств и надежность его конструкции. Стремление получить необходимую структуру валкового металла приводит к постоянному проведению различных исследований и опытов в этой области.

В лаборатории кафедры литейного производства ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (МГТУ) провели исследования по влиянию бора на свойства валкового чугуна, который должен обеспечить однородность структуры чугуна, стабильную твердость по глубине рабочего слоя. Одним из методов, введения бора, приняли модифицирование, вводя в чугун от 0,005 до 0,034 % бора в виде ферробора.

Из литературы известно, что бор повышают глубину отбела и твердость. При введении бора происходит измельчение структуры и равномерное распределение карбидной фазы. Содержание бора в чугуне приводит к увеличению твердости, коэффициента износостойкости, микротвердости карбидов, микротвердости мартенсита и снижению длины игл мартенсита.

Работа проводилась на оборудовании кафедры электрометаллургии и литейного производства МГТУ и совместно с «Магнитогорским заводом прокатных валков» (ЗАО «МЗПВ»).

Выплавку металла производили в индукционной печи. Заливали цилиндрические пробы в кокиль диаметром 100 мм и в ПГФ, а также стандартную пробу на трещиностойкость и прямоугольные пробы в кокиль размером 40x40 мм (таблетка). Металлической шихтой для добавления различного количества бора служил валковый чугун марки ЛПХНМд-71И.

Были проведены шесть плавок чугуна, легированного бором (таблица 1).

На первом этапе исследований по стандартной методике определили износостойкость выплавленных чугунов и сравнили ее с износостойкостью валкового чугуна, выплавленного в МРК и лабораторных условиях. Свойства чугунов, выплавленных в лаборатории, приведены в таблице 2.

Таблица 1 – Химически состав выплавленного чугуна для валка

№ п/п	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Mo	B
1	3,36	0,72	0,44	0,023	0,053	2,10	4,67	0,26	0,005
2	3,20	0,60	0,44	0,020	0,058	1,44	4,59	0,29	0,01
3	3,29	0,80	1,05	0,023	0,063	1,49	4,30	0,42	0,009
4	2,73	0,86	1,09	0,021	0,054	1,30	4,26	0,42	0,021
5	3,18	1,11	1,45	0,022	0,052	1,83	4,45	0,05	0,006
6	3,30	1,22	1,30	0,022	0,051	1,82	4,31	0,15	0,034

Таблица 2 – Свойства чугунов

№ п/п	K _и , ед.				HRC, ед.			
	Кокиль		ПГФ		Кокиль		ПГФ	
	таблет- ка	ци- линдр	таблет- ка	ци- линдр	таблет- ка	ци- линдр	таблет- ка	ци- линдр
1	1,52	1,51	1,43	1,34	42	41	39	35
2	1,57	1,48	1,43	1,23	49	44	40	38
3	1,42	1,39	1,44	1,31	44	41	40	38
4	1,59	1,48	1,43	1,21	51	49	39	34
5	1,46	1,40	1,40	1,35	42	43	41	38
6	1,59	1,56	1,47	1,37	53	51	47	45

Сравнив износостойкость известного чугуна (МЗПВ) и полученного в лаборатории, установили, что (таблица 2) износостойкость чугунов, выплавленных в лабораторных условиях, примерно одинакова и изменяется лишь в зависимости от условий охлаждения. Чугун, залитый в ПГФ, имеет меньшую износостойкость, чем залитый в металлическую форму.

Отлив образцы, исследовали микроструктуру чугуна.

Чугуны плавки 2, 4 и 6, залитые в ПГФ, имели в структуре графит различной формы от ВГф2 до ШГр2, металлическая основа представлена бейнитом+мартенситом и остаточным аустенитом и + цементит. Размер зерна 5 балл (рисунок 1).

В пробах, залитых в кокиль, графита не обнаружено, так как толщина опытного кокиля небольшая и скорость охлаждения чрезмерно высокая.

При заливке чугуна, легированного бором, в кокиль во всех плавках структура металлической матрицы представляла собой мартенсит + аустенит и цементит (Ц25; Цп 6000 - Цп 13000) и имела 5...8 балл. Графита в структуре не наблюдалось (рисунок 2).

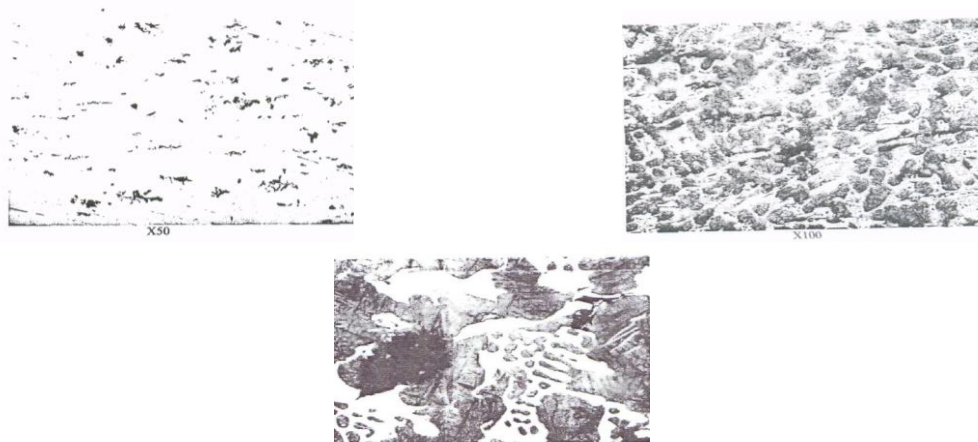


Рисунок 1 – Структуры чугуна марки ЛПХНМд-71И

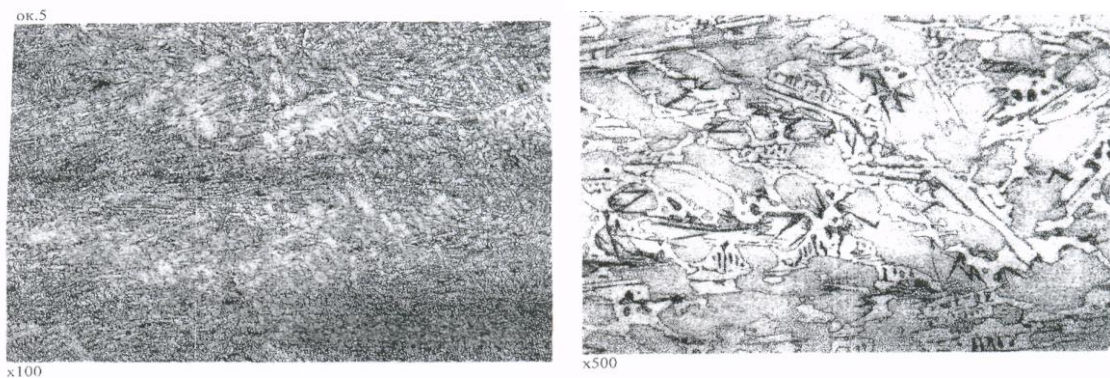


Рисунок 2 – Структуры чугуна, легированного бором (кокиль)

При заливке этого же чугуна в ПГФ (плавки номера 1, 3, 5) в структуре был графит ПГф1, ПГд25, Пгр2, В металлической основе мартенсит + аустенит и цементит (Ц40; Цп 13000) 6 - 9 балл (рисунок 3).

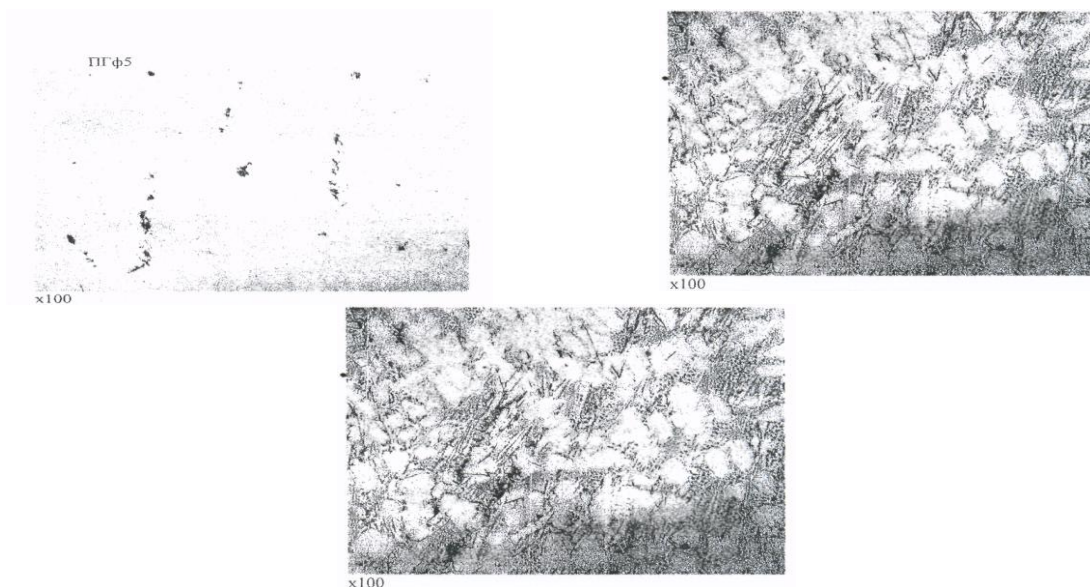


Рисунок 3 – Структура чугуна, легированного бором (ПГФ)

Коэффициент износостойкости в образцах чугуна, залитых в кокиль выше, чем в ПГФ, также имеется тенденция возрастания его при увеличении количества бора в металле. Аналогичные выводы можно сделать и по увеличению твердости.

В результате исследования установили. Модифицирование чугуна бором позволило повысить износостойкость и твердость валкового чугуна. Бор существенно измельчил первичную литую структуру чугуна, обеспечил уменьшения размеров графита, способствовал увеличению степени переохлаждения расплав. Что связано, по-видимому, с адсорбционным торможением зарождения и роста графитовых включений.

Рекомендовали для завода прокатных валков для модифицирования валкового чугуна введение бора в количестве 0,02 – 0,04 %.

ПОВЕДЕНИЕ КАРБОНИТРИДА ХРОМА ПРИ РАФИНИРОВАНИИ, ХРАНЕНИИ И НАГРЕВАНИИ В РАЗЛИЧНЫХ СРЕДАХ

ШИРЯЕВА Л.С., РудНЕВА В.В.

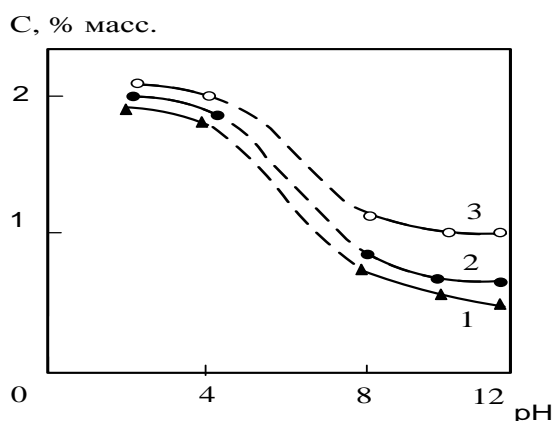
*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Карбонитрид хрома является сверхтвёрдым, синтетическим, высоко-температурным соединением и представлен в виде частиц наноразмерного уровня. В настоящее время к таким материалам предъявляются жёсткие требования со стороны потребителей. Это обуславливает, по крайней мере, двухстадийность всех известных технологий их производства, включающего получение и рафинирование, причем рафинирование зачастую предполагает сочетание гидро- и пирометаллургических операций. В связи с этим для успешного применения карбонитрида хрома исследованы такие его свойства, как поведение при рафинировании, хранении и нагревании в различных средах.

Исследование фазового и химического составов карбонитрида хрома показывает, что он содержит примеси углерода и хрома. Поэтому разработана технология его рафинирования, включающая обработку раствором гидроксида натрия для очистки от свободного углерода и обработку раствором соляной кислоты для очистки от свободного хрома.

Сопутствующий карбонитриду хрома углерод является продуктом пиролиза метана. Содержание пиролитического углерода в карбонитриде хрома составляет (1,28 – 4,74) % масс., что значительно превосходит допустимое для гальванических покрытий, составляющее обычно 0,4 – 0,6 % масс. В связи с этим исследована возможность флотации нанодисперсного углерода в интервале значений рН – от 2 до 12. В качестве исходного использовался порошок карбонитрида хрома с удельной поверхностью 33000 м²/кг, содержащий 2,2 % масс. углерода. Для получения растворов с различной кислотностью использовались азотная кислота и гидроксид натрия и их смеси с водой. Концентрация порошка в суспензиях изменялась в пределах от 30 до 100 кг/м³. Приготовленные суспензии в течение часа перемешивались сжатым воздухом, после чего отстаивались до получения чистого слива в течение 1,5 – 2 часов при значениях рН 8 – 12 и 18 – 24 часов при значениях рН 2 – 4. Растворы с углеродсодержащей «пенной» декантировались, а в высушенном порошке определялось содержание общего углерода. Результаты исследования представлены на рисунке 1 в виде зависимости остаточного содержания углерода от условий флотации: рН раствора и концентрации порошка в нём. Можно видеть, что достаточно высокий эффект, обеспечивающий фактически 3-х кратное снижение содержания примесей, достигается при

флотации в щелочных средах и концентрации порошка в растворе 30 – 60 кг/м³.



(1): $(2,20 \div 0,50) \pm (0,05 \div 0,02)$; (2): $(2,20 \div 0,65) \pm (0,05 \div 0,02)$; (3): $(2,20 \div 1,00) \pm (0,05 \div 0,03)$

Рисунок 1 – Зависимость остаточного содержания углерода в карбонитриде хрома от условий флотации (1, 2, 3 – концентрация порошка карбонитрида хрома в растворе 30, 60 и 100 кг/м³)

Сопутствующий карбонитриду в нанопорошке свободный хром является продуктом испарения исходного порошка хрома и конденсации его паров. Содержание свободного хрома в нанопорошке карбонитрида хрома составляет (1,8 – 2,1) % масс., что предопределяет поиск эффективных условий его удаления. Обычно для удаления из тугоплавких соединений примесей металлов и их оксидов применяют обработку соляной кислотой, смесью кислот соляной и азотной, фтористоводородной и азотной. Однако достаточно высокая растворимость нанопорошка карбонитрида хрома в смеси азотной и фтористоводородной кислот делает нецелесообразным реализацию такого варианта рафинирования. Поэтому в основу рафинирования карбонитрида от свободного хрома положена обработка осадка, образующегося после удаления примесей углерода и слива раствора, соляной кислотой концентрацией не ниже 35 % при кипячении в течение 0,5 часа. Рафинирование нанопорошка карбонитрида хрома в этих условиях позволяет достичь остаточного содержания свободного хрома порядка (0,5 – 0,7) % масс.

Результаты исследований позволяют предложить технологическую схему рафинирования карбонитрида хрома, включающую последовательно реализуемые щелочную обработку (NaOH) для очистки от свободного углерода и кислотную (HCl) обработку для очистки от свободного хрома. Результаты опробования технологической схемы рафинирования для карбонитрида хрома приведены в таблице 1. Можно видеть, что в процессе рафинирования фазовый состав карбонитрида не меняется. Удаление $C_{\text{своб.}}$ и $C_{\text{своб.}}$ происходит достаточно полно. Содержание карбонитрида хрома после стадии рафинирования достигает 95,3 % масс. В процессе рафинирования происходит снижение удельной поверхности, что свидетельствует о потере в

гидрометаллургических операциях наиболее мелких фракций, составляющей 10 – 12 % от массы продукта. Выход карбонитрида хрома после стадии рафинирования составляет 80 – 82 %. Таким образом, предлагаемая технология рафинирования обеспечивает получение карбонитрида хрома требуемого химического состава и дисперсности. Реализация технологии рафинирования возможна как на стадии производства, так и применения карбонитрида хрома.

Таблица 1 – Изменение характеристик карбонитрида хрома при рафинировании

Условия рафинирования	Содержание $\text{Cr}_3(\text{C}_{0,8}\text{N}_{0,2})_2$ и примесей, % масс.			$S_{\text{уд.}}$, $\text{м}^2/\text{кг}$
	$\text{Cr}_3(\text{C}_{0,8}\text{N}_{0,2})_2$	$\text{Cr}_{\text{своб.}}$	$\text{C}_{\text{своб.}}$	
Исходный состав	92,0	2,1	2,2	33,00
1.1 Обработка раствором NaOH (ГОСТ 4328-77* (изм. 1.12.79, 2.02.88)), $\rho=1220 \text{ кг/м}^3$, $\text{C}=20 \%$, $\text{T}:\text{Ж}=1:2$, $\text{T}=373 \text{ К}$, $\text{pH}=12$, $\tau=2 \text{ ч}$ 1.2 Отмывка дистиллированной водой (ГОСТ 6709-72* (изм. 1.10.85, 2.09.90)), $\text{T}:\text{Ж}=1:20$, 3-5 раз, отстаивание, декантация	93,63	2,1	0,54	32,00
2.1 Обработка осадка раствором HCl (ГОСТ 3118-77* (изм. 1.02.85)), $\rho=1174 \text{ кг/м}^3$, $\text{C}=35 \%$, до $\text{pH}=1$, $\text{T}=373 \text{ К}$, $\tau=1 \text{ ч}$ 2.2 Отмывка дистиллированной водой (ГОСТ 6709-72* (изм. 1.10.85, 2.09.90)), $\text{T}:\text{Ж}=1:20$, 3-5 раз, отстаивание, декантация 2.3 Сушка осадка при $\text{T}=423 \text{ К}$	95,3	0,45	0,5	31,00

Отжиг в аргоне проводился в области температур 873 – 1373 К. При проведении исследований использовался аргон чистоты не менее 99,99 об. %. При температуре 873 – 1373 К лодочка с исследуемым нанопорошком (навеска 2,0000 г) нагревалась в кварцевом цилиндрическом реакторе, установленном в электрической трубчатой печи. Подъем температуры до заданной осуществлялся со скоростью 1,5 град/с. Время выдержки при каждой температуре составляло 1 ч, расход аргона – $1 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{с}$. Аргон и образующиеся при нагревании газообразные продукты собирались в газометр. По окончании экспериментов хроматографически определялся состав газовой смеси, а исследуемые порошки подвергались рентгеновскому, химическому, электронно-микроскопическому и в некоторых случаях термогравиметрическому анализам. Также во всех опытах определялась удельная поверхность порошков. Результаты исследований, представленные в таблице 2, показывают, что при отжиге в аргоне нанопорошка, содержащего 92,0 % масс. карбонитрида хрома, происходит переход карбонитрида в карбид Cr_3C_2 ; умень-

шение содержания в нанопорошке примесей кислорода и свободного углерода; укрупнение нанопорошка. Переход карбонитрида в карбид Cr_3C_2 , слабо выраженный при 1073 К, полностью завершается при 1373 К в течение 0,5 ч. Переходу карбонитрида в карбид соответствует уменьшение содержания азота в исследуемом порошке и увеличение содержания азота в газовой фазе. Выделение из карбонитрида азота должно было бы привести к образованию дефектного по углероду карбида хрома, поскольку содержание связанного углерода в карбонитриде хрома составляет 10,6 % масс., а в карбиде хрома 13,3 % масс.

Таблица 2 – Изменение химического состава, кристаллической структуры и дисперсности порошка карбонитрида хрома при отжиге в аргоне

Т, К	Фазовый состав продуктов	Размер* частиц, нм	Содержание в нанопорошке О, N, $C_{\text{своб.}}$, $C_{\text{общ.}}$, % масс.				Состав газовой фазы		
			О	N	$C_{\text{своб.}}$	$C_{\text{общ.}}$	CO_2	CO	N_2
873	$\text{Cr}_3(\text{C}_{0,8}\text{N}_{0,2})_2$	33	3,11	3,00	3,00	12,75	–	–	–
973	$\text{Cr}_3(\text{C}_{0,8}\text{N}_{0,2})_2$	33	3,16	2,92	2,97	12,72	–	–	–
1073	$\text{Cr}_3(\text{C}_{0,8}\text{N}_{0,2})_2 + \text{Cr}_3\text{C}_2$	33	2,8	2,00	2,84	12,60	0,01	0,10	0,38
1173	$\text{Cr}_3\text{C}_2 + \text{Cr}_3(\text{C}_{0,8}\text{N}_{0,2})_2$	75	2,65	1,00	**	12,41	0,03	0,44	0,83
1273	$\text{Cr}_3\text{C}_2 + \text{Cr}_3(\text{C}_{0,8}\text{N}_{0,2})_2$	94	1,54	0,50	**	12,30	0,03	0,72	0,94
1373	Cr_3C_2	122	0,85	0,35	**	12,18	0,03	1,35	1,18

* Рассчитывается по величине удельной поверхности,
 ** $C_{\text{своб.}}$ не определялся.

Выделение из карбонитрида азота должно было бы привести к образованию дефектного по углероду карбида хрома, поскольку содержание связанного углерода в карбонитриде хрома составляет 10,6 % масс., а в карбиде хрома 13,3 % масс. Однако определение параметров решетки образующегося из карбонитрида хрома карбида, проведенное на образцах, полученных при различных температурах (1073 – 1373 К) в области углов $\theta = 23 - 33^\circ$ показало, что они соответствуют параметрам решетки карбида хрома стехиометрического состава. При этом общее содержание углерода в карбиде хрома составляет 12,7 % масс. По-видимому, при переходе карбонитрида в карбид свободный углерод диффундирует в образующийся дефектный по углероду карбид, что и приводит к получению карбида хрома стехиометрического состава. Наблюдающееся при температуре 1173 – 1373 К уменьшение содержания в нанопорошке кислорода и свободного углерода обусловлено, по-видимому, восстановлением присутствующей в нем примеси оксида, возможно Cr_2O_3 , восстанавливающегося при этих температурах до летучего субоксида CrO . Восстановление оксида хрома практически полностью завершается при 1373 К в течение 0,5 ч.

Укрупнение продуктов отжига наблюдается при температуре 1173 К и выше. При этом размер и форма частиц изменяются следующим образом (рисунок 2): исходный нанопорошок – частицы каплевидной и сферической формы размером 33 нм; 1173 К – частицы сферической формы размером 75 нм; 1373 К – частицы дендритной формы размером 122 нм, т.е. размер частиц увеличивается в 3,7 раза, а форма их изменяется при отсутствии межчастичных границ.

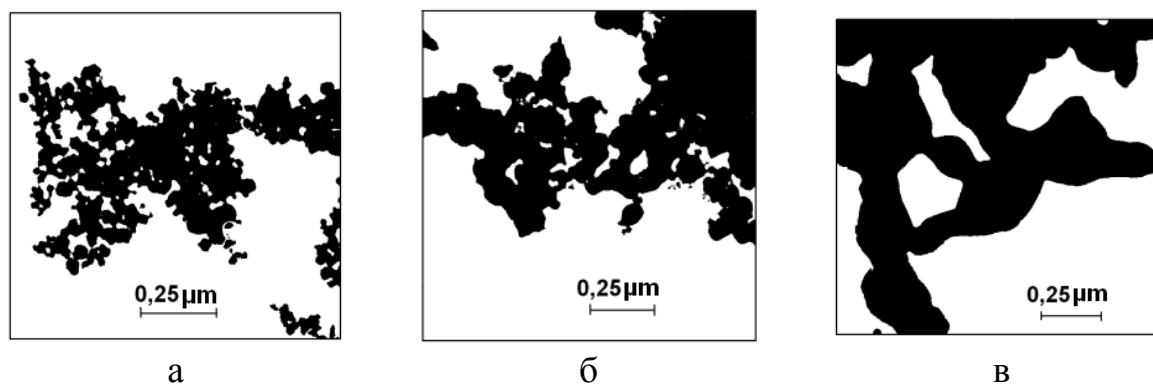


Рисунок 2 – Микрофотографии (ПЭМ) исходного нанопорошка карбонитрида хрома (а) и продуктов его отжига в аргоне при температурах 1173 (б) и 1373 К (в)

Таким образом, отжиг нанопорошка карбонитрида хрома в аргоне при температуре 1373 К в течение 0,5 ч позволяет получать порошок карбида хрома Cr_3C_2 фактически наноразмерного диапазона крупности с достаточно низким содержанием примесей кислорода и свободного углерода, что делает целесообразным включение его как вторую стадию в технологию получения карбида. При исследовании отжига нанопорошка карбонитрида хрома в азоте использовался азот технической чистоты, осушенный и очищенный от кислорода до остаточного его содержания 0,07 % об. Методика экспериментов и условия их проведения аналогичны, что и при проведении отжига нанопорошка в аргоне. Результаты исследований показали, что карбонитрид хрома при температуре 1073 – 1373 К переходит в карбид Cr_3C_2 . В интервале температур 1173 – 1373 К отмечается укрупнение нанопорошка и снижение содержания в нем азота, кислорода и общего углерода. Отжиг нанопорошка карбонитрида при 1373 К в течение 0,5 ч позволяет получить карбид Cr_3C_2 в виде однофазного порошка наноразмерного уровня.

При проведении отжига нанопорошка карбонитрида хрома в водороде наблюдается интенсивное разуглероживание карбонитрида хрома, приводящее к образованию при 1273 – 1373 К карбида хрома с более низким содержанием углерода Cr_7C_3 . В газовой фазе обнаружены N_2 и CH_4 . Концентрация CH_4 монотонно возрастает во всей исследуемой области температур.

При исследовании взаимодействия карбонитрида хрома с атмосферными газами изучалась его окисленность в зависимости от величины удель-

ной поверхности и продолжительности контактирования с воздухом. Исследование окисленности проводилось для образца, полученного в результате синтеза, с содержанием карбонитрида хрома 91,01 % масс. и удельной поверхностью 35000 м²/кг. Размер частиц карбонитрида хрома, определённый по его удельной поверхности, равен 32 нм. Исследуемый образец выдерживался на воздухе 8, 16, 24, 120 и 240 часов, в результате чего содержание кислорода в карбонитриде увеличилось с 0,54 до 4,11 % масс. Значительное повышение окисленности происходит в первые 24 часа. При этом окисленность изменяется с 1,54 до 11,74 (кг кислорода·м⁻²)·10⁻⁷.

Таким образом, полученные результаты исследования поведения карбонитрида хрома при рафинировании, хранении и нагревании в различных средах указывают на возможность успешного его применения при решении целого ряда прикладных задач, в частности в технологии гальванических композиционных покрытий.

УДК. 661.65

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА СИНТЕЗА ДИБОРИДА ХРОМА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НАНОВОЛОКНИСТОГО УГЛЕРОДА

Крутский Ю.Л., Дюкова К.Д., Баннов А.Г.

*Новосибирский государственный технический университет
г. Новосибирск, dyukova_kx701@mail.ru*

Диборид хрома (CrB₂) – представитель тугоплавких материалов, среди боридов переходных металлов является самым пластичным, стойким против теплового удара. Эти свойства CrB₂ в сочетании с его высокой стойкостью против окисления и воздействия агрессивных сред позволяют использовать его в составе жаропрочных композиционных материалов, работающих в условиях больших нагрузок и высоких температур [1]. Кроме того CrB₂ является высокоизносостойким материалом, в связи с чем его применяют в составе износостойких защитных покрытий [2].

В данной работе было проведено исследование процесса получения высокодисперсного порошка диборида хрома с целью установить оптимальные параметры синтеза.

Существует несколько способов получения диборида хрома, которые отличаются составом исходных реагентов, аппаратурным оформлением, температурным режимом и т.д. В рамках данной работы был использован сравнительно простой метод восстановления оксида хрома карбидом бора в присутствии углерода. Данный метод обладает рядом преимуществ, так как использует сравнительно недорогостоящее сырье, сам процесс не взрывоопасен, а получаемый продукт не требует дополнительной обработки. Реакция протекает согласно уравнению:



Исходная шихта смешивалась по стехиометрии из порошков оксида хрома, карбида бора и нановолокнистого углерода (НВУ). НВУ был получен каталитическим разложением метана на никельсодержащих катализаторах при температуре 550 °С [3]. Порошок карбида бора был синтезирован с использованием НВУ [4].

Температура начала восстановления была выбрана по расчетам изобарно-изотермического потенциала и составила примерно 930 °С. Реальная температура процесса была выбрана несколько выше с целью уменьшить время процесса.

Для того чтобы установить оптимальный температурный режим процесса синтез проводился в индукционной печи в среде аргона при температурах 1300, 1500 и 1700 °С.

Полученные образцы анализировались методами рентгенофазового анализа на приборе ДРОН-3 с $\text{CuK}\alpha$ излучением (длина волны $\lambda=1,54 \text{ \AA}$), сканирующей электронной микроскопии на растровом электронном микроскопе S – 3400N фирмы «Hitachi», синхронного термического анализа на приборе синхронного термического анализа NETZSCH STA 449 C *Jupiter*.

Синтезированные образцы представляли собой мелкодисперсные порошки темно-серого цвета.

По результатам рентгенофазового анализа было установлено, что процесс проходит последовательно через стадии образования низших боридов (по содержанию бора).

Дифрактограмма образца (рисунок 1), синтезированного при температуре 1300 °С, представлена пиками, относящимися к фазам CrB, Cr₃B₄, CrB₂, то есть данной температуры и/или времени явно недостаточно для получения однофазного высшего борида хрома.

На дифрактограмме образца, полученного при температуре 1500 °С и времени выдержки 15 минут, наблюдаются фазы CrB, Cr₃B₄, CrB₂. При увеличении времени выдержки до 30 минут фаза CrB (самая низшая в данном ряду) пропадает, и остаются только фазы Cr₃B₄, CrB₂. То есть процесс образования борида хрома проходит через постепенное превращение фаз Cr₂B → Cr₅B₃ → CrB → Cr₃B₄ → CrB₂. Таким образом, можно предположить, что для того, чтобы получить борид хрома фазы CrB₂ нужно либо увеличивать время выдержки, либо увеличивать температуру синтеза.

Установлено, что при температуре синтеза 1700 °С образец достаточно выдерживать в печи 25 мин, а при температуре 1500 ° – 40 мин и более. Таким образом однофазный продукт был получен при температуре 1700 °С и времени выдержки 25 мин.

По снимкам сканирующей электронной микроскопии (рисунок 2) установлено, что образец, синтезированный при 1700 °С представлен частицами неправильной формы с размерами 1–3 мкм. Некоторые частицы образуют агломераты размерами 20–30 мкм.

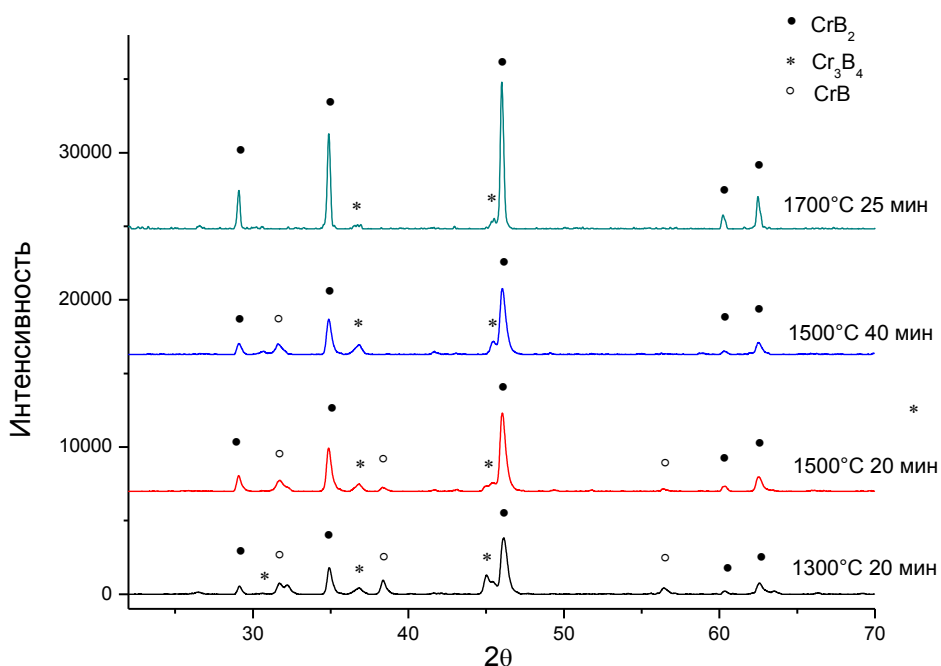


Рисунок 1 – Дифрактограммы образцов диборида хрома

Температура начала окисления согласно данным термического анализа составила 400 °С. При температуре 1100 °С образцы окислялись не полностью, так как прирост массы составил 43 % при теоретическом значении 97 %, что связано с защитным действием образующейся на поверхности частиц жидкой пленки оксида бора.

Таким образом можно сделать вывод, что несмотря на достаточно низкое расчетное значение температуры начала восстановления оксида до диборида хрома температуру реального процесса необходимо поднимать до уровня 1700 °С, либо необходимо значительно увеличивать время процесса. Синтезированный при температуре 1700 °С образец представляет собой мелкодисперсный порошок, то есть получаемый продукт не требует дополнительной стадии измельчения.

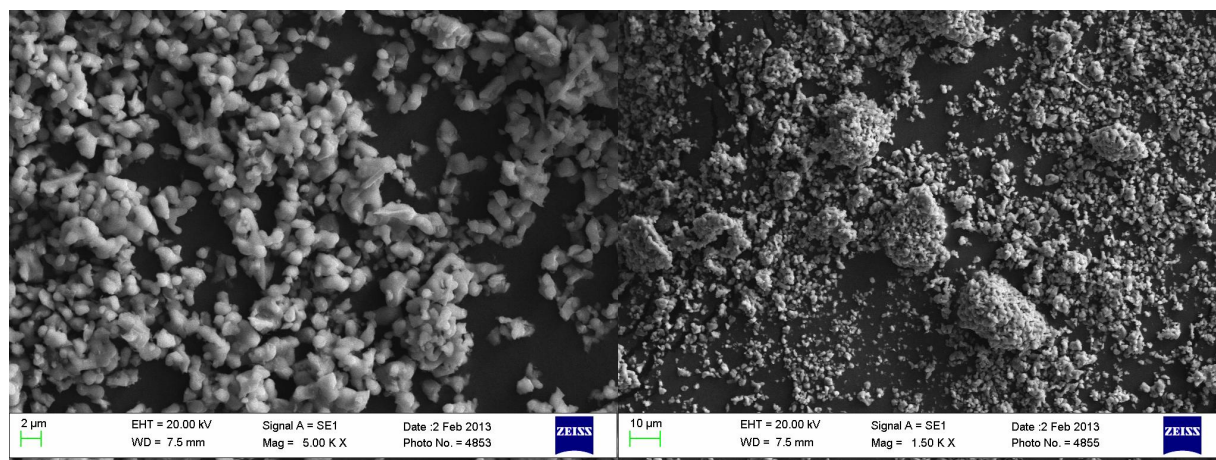


Рисунок 2 – Снимки СЭМ диборида хрома

Полученный образец порошка борида хрома может быть использован в качестве материала для наплавки

Библиографический список

1. Алексеев А.Г., Бовкун Г.А., Болгар А.С. Свойства, получение и применение тугоплавких соединений справ/А.Г. Алексеев, Г.А. Бовкун, А.С. Болгар; под ред Т.Я. Косолаповой. – М.: Металлургия, 1986. – 928 с.
2. Серебрякова Т.И., Неронов В.А., Пешев П.Д. Высокотемпературные бориды М.: Металлургия. 1991.– 368 с.
3. Соловьёв Е.А. Получение водорода и нановолокнистого углерода селективным каталитическим пиролизом легких углеводородов: дис. ...канд.тех.наук/ Е.А. Соловьёв; Российский химико-технологический университет им. Д.И. Менделеева.- Москва, 2008. – 133 с.
4. Синтез высокодисперсного карбида бора из нановолокнистого углерода / Ю. Л. Крутский, А. Г. Баннов, В.В. Соколов, К. Д. Дюкова, В. В. Шинкарев, А.В. Ухина, Е.А. Максимовский, А.Ю. Пичугин, Е. А. Соловьёв, Т.М. Крутская, Г. Г. Кувшинов // Российские нанотехнологии. - 2013. – Т. 8, № 3-4. – С. 43–48.

УДК 661.811

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА СИНТЕЗА ДИБОРИДА ТИТАНА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НАНОВОЛОКНИСТОГО УГЛЕРОДА

Крутский Ю.Л., Антонова Е.В., Фролова И.С., Баннов А.Г.

*Новосибирский государственный технический университет,
г. Новосибирск*

Диборид титана обладает комплексом уникальных физико-механических свойств. Это, прежде всего, высокая температура плавления, высокая твердость, низкое электрическое сопротивление, высокая теплопроводность, стойкость к абразивному износу и воздействию агрессивных сред. В связи с этим диборид титана используется в современной технике в составе износостойких и эрозионностойких материалов, при изготовлении деталей химической аппаратуры, в составе керметов $TiB_2 - Ti$ для ядерной энергетики и т.д. [1].

В данной работе проведено исследование процесса синтеза диборида титана с использованием нановолокнистого углерода (НВУ) и анализ его характеристик.

Реакция процесса образования диборида титана приведена ниже (карбидоборный метод [2]):



Исходная шихта состояла из порошков диоксида титана, нановолокни-

стого углерода и карбида бора. Нановолокнистый углерод был получен каталитическим разложением метана с использованием Ni-содержащих катализаторов при температуре 550 °С. Этот материал имеет высокое значение величины удельной поверхности (значительно больше 100 м²/г) [3]. Карбид бора был получен синтезом из элементов с использованием нановолокнистого углерода при температуре 1900 °С. Он характеризуется высокой дисперсностью и чистотой [4]. Поэтому при использовании таких реагентов следует ожидать получения высокочистого диборида титана в виде высокодисперсного порошка.

Расчетным путем, с использованием данных по изобарно-изотермическим потенциалам образования соединений, заимствованных из [1, 5], определена температура начала восстановления для вышеуказанной реакции. Она составила 1250 К (~1000 °С). С учетом возможного протекания реакции через низшие оксиды титана температура процесса должна быть значительно выше.

Процесс синтеза проводился в индукционной печи в среде аргона при температурах 1800, 1600, 1400 °С в течение 30 мин. Исходная шихта помещалась в тигель из стеклоуглерода. Защитная газовая атмосфера выбрана для снижения парциального давления оксида углерода (СО) и предотвращения возможного азотирования карбида бора. Полнота протекания реакции контролировалась по изменению массы. Экспериментальная убыль массы составляла 45,3, 43,3 и 40,8 % масс. соответственно. Расчетная убыль массы 44,4 % масс. Это свидетельствует о том, что температура 1400⁰С недостаточна для завершения процесса. Процесс целесообразно проводить при температурах 1600-1800 °С.

Рентгенофазовым анализом, проведенным на дифрактометре ДРОН-3, установлено, что полученный при температурах 1600 и 1800 °С материал состоит из одной фазы – диборида титана. Дифрактограммы образцов, синтезированных при 1600 °С и 1800 °С, приведены на рисунке 1.

Морфология поверхности частиц изучалась на растровом электронном микроскопе EVO50 XVP. На снимке РЭМ образца (рисунок 2), синтезированного при 1600 °С, видно, что частицы преимущественно имеют длину 3-5 мкм и диаметр 2 мкм. Некоторые частицы агломерированы.

Тугоплавкие соединения и изделия из них обычно эксплуатируются в экстремальных условиях, в том числе и в окислительных средах. Поэтому стойкость их к действию кислорода при повышенных температурах является важным свойством. Термоокислительная стабильность образцов в атмосфере кислорода при нагревании до температуры 1100 °С определялась с использованием прибора NETZSCH STA 449 C *Jupiter* (рисунок 3).

Окисление образца, о чем свидетельствует начало увеличения его массы, сопровождающееся экзотермическим эффектом, начинается с температуры примерно 550 °С. Второй экзотермический эффект наблюдается при температуре примерно 800 °С. Расчетная прибыль массы при полном окислении диборида титана до оксидов титана и бора равна 114 %. Реальная при-

быль массы составила 82 %. Таким образом, образец не окисляется полностью даже при 1100 °С, что явно связано с защитным действием образующейся на поверхности частиц жидкой пленки оксида бора.

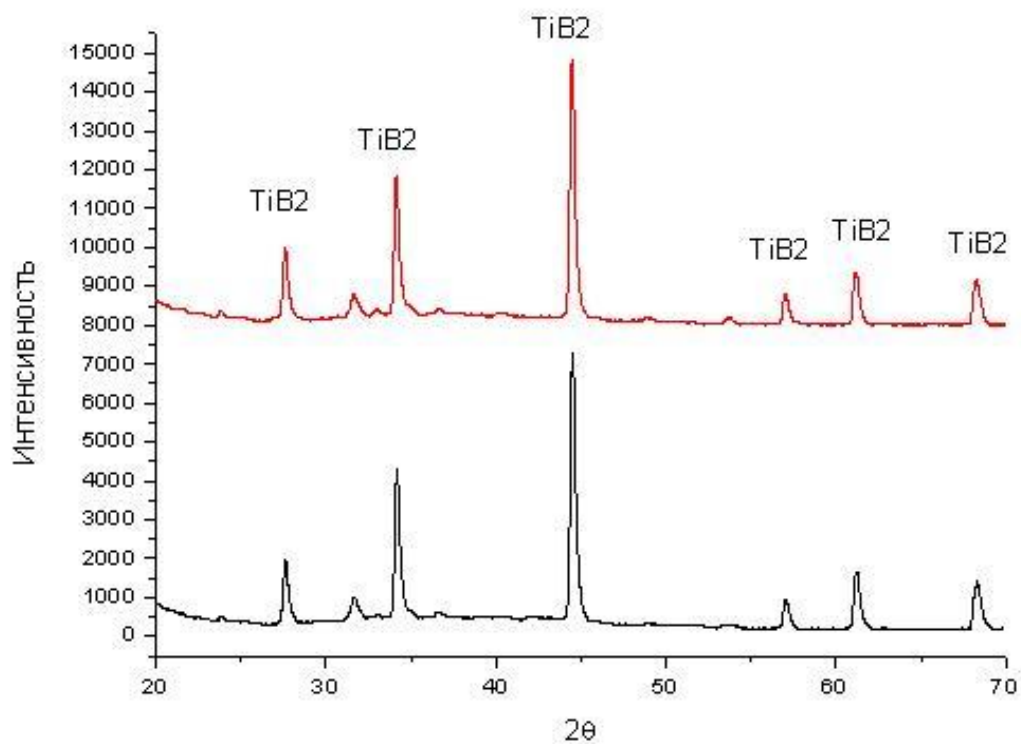


Рисунок 1 – Дифрактограммы образцов диборида титана, полученных при 1600 °С и 1800 °С

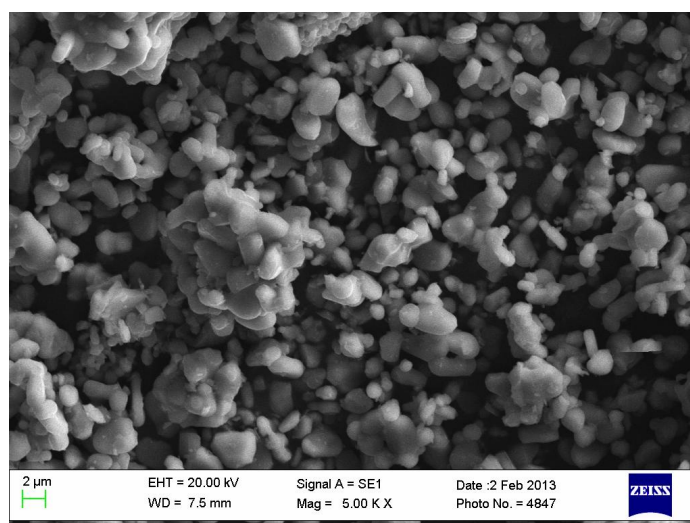


Рисунок 2 – Снимок РЭМ образца диборида титана, синтезированного при 1600 °С

Полученный материал вследствие высокой чистоты и дисперсности может быть использован для изготовления качественной керамики.

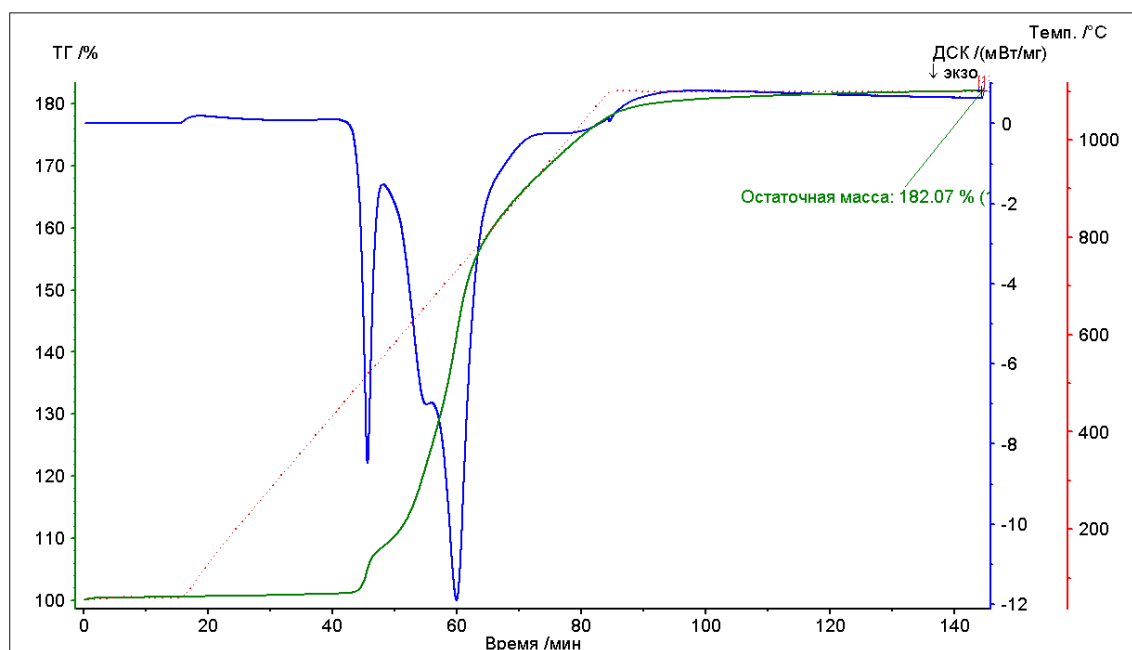


Рисунок 3 – Кривые термогравиметрии и дифференциальной сканирующей калориметрии образца, синтезированного при 1600 °С

Библиографический список

1. Алексеев А.Г., Бовкун Г.А., Болгар А.С. Свойства, получение и применение тугоплавких соединений справ/А.Г. Алексеев, Г.А. Бовкун, А.С. Болгар; под ред Т.Я. Косолаповой. – М.: Metallurgy, 1986. – 928 с.
2. Серебрякова Т.И., Неронов В.А. Пешев П.Д. Высокотемпературные бориды. – М.: Metallurgy, Челябинское отделение, 1991. 368 с.
3. Соловьев Е.А. Получение водорода и нановолокнистого углерода селективным каталитическим пиролизом легких углеводов. Автореферат дис.канд.тех.наук. –М. 2008.22 с.
4. Синтез высокодисперсного карбида бора из нановолокнистого углерода / Ю.Л. Крутский, А.Г. Баннов, В.В. Соколов, К.Д. Дюкова, В.В. Шинкарев, А.В. Ухина, Е.А. Максимовский, А.Ю. Пичугин, Е.А. Соловьев, Т.М. Крутская, Г.Г. Кувшинов // Российские нанотехнологии. - 2013. – Т. 8, № 3-4. – С. 43–48. Физико-химические свойства окислов. / Под ред. Самсонова Г.В. М.: Metallurgy, 1978. 472 с.

СИНТЕЗ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ПОРОШКОВ КАРБИДА И БОРИДА ВАНАДИЯ И ИССЛЕДОВАНИЕ ИХ ХАРАКТЕРИСТИК

Крутский Ю.Л., Вязьмина Ю.А., Баннов А.Г

*Новосибирский государственный технический университет,
г. Новосибирск*

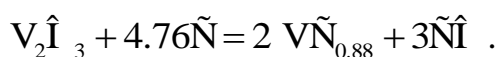
Карбид ванадия ($VC_{0,88}$) и борид ванадия (VB_2) – материалы, обладающие высокой твердостью, высокотемпературной прочностью, химической и термической стабильностью. Благодаря своим свойствам карбид ванадия применяется в качестве легирующей добавки к спеченным твердым сплавам на основе карбидов вольфрама и титана для повышения эксплуатационных свойств [1]. Также он используется при изготовлении режущих инструментов и термодиффузионных покрытий [2]. Диборид ванадия применяется для изготовления деталей высокотемпературных печей и устройств, в составе износостойких наплавочных сплавов, износостойких инструментальных и эрозионностойких материалов. Одним из самых перспективных способов получения карбида ванадия является процесс восстановления оксида ванадия (III) углеродом [1], а получения диборида ванадия – борокарбидный метод [3].

На кафедре химии и химической технологии НГТУ получают водород селективным каталитическим пиролизом легких углеводородов. Другим продуктом процесса является нановолокнистый углерод (НВУ), обладающий уникальными свойствами, в частности высокой удельной поверхностью, превышающей $100 \text{ м}^2/\text{г}$.

Одной из возможных областей применения НВУ является использование его в синтезе карбидов и боридов, в частности карбида и борид ванадия. Следует отметить, что в описанных в литературе [1] способах неметаллотермического (карботермического) получения карбида ванадия и борокарбидного получения диборида ванадия в качестве источника углерода используется ламповая сажа, имеющая удельную поверхность значительно менее $100 \text{ м}^2/\text{г}$. Использование НВУ в синтезе карбидов дает предпосылки к получению особо мелкодисперсного вещества в одну стадию без дополнительного измельчения.

В связи с этим целью работы явилось исследование процессов получения карбида и диборида ванадия с использованием этого углеродного материала и изучение некоторых характеристик полученных материалов.

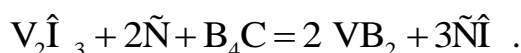
Шихта для синтеза карбида ванадия готовилась в соответствии со стехиометрией для реакции:



Исходя из температурной зависимости изобарно-изотермического по-

тенциала для этой реакции (исходные для расчета данные заимствованы в [1,4]) была определена температура начала восстановления оксида ванадия до карбида ванадия. Она составила 1400 К (1130 °С). Синтез проводился в индукционной тигельной печи в среде аргона при более высоких температурах (1400 и 1500 °С) в течение 30 минут. Расчетная убыль массы 40,6 %, экспериментальная 40,4 % (1400 °С) и 40,5 % (1500 °С). Это свидетельствует о полноте прохождения реакции.

При синтезе боридов ванадия исходная шихта состояла из порошка V_2O_3 , НВУ и карбида бора (B_4C). Карбид бора был получен синтезом из элементов с использованием НВУ. Он характеризуется высокой дисперсностью и чистотой [5]. Исходя из температурной зависимости свободной энергии образования, была определена температура начала реакции:



Она составила 1525 К (1252 °С). Шихта для синтеза готовилась в соответствии со стехиометрией для данной реакции.

Синтез проводился в индукционной тигельной печи в среде аргона при более высокой температуре (1500°С) в течение 30 минут.

Расчетная убыль массы 36,5 %, экспериментальная 34,3 %. Это также свидетельствует о полноте прохождения реакции.

Рентгенофазовым анализом на дифрактометре ДРОН-3 с использованием $CuK\alpha$ излучения (длина волны $\lambda=1.54 \text{ \AA}$) было установлено наличие только одной фазы в продуктах реакции при синтезе карбида ванадия - карбида ванадия состава $VC_{0,88}$. На рисунке 1 представлена дифрактограмма образца карбида ванадия, полученного при температуре 1500 °С. Для спектра характерно наличие рефлексов, относящихся к фазе карбида ванадия $VC_{0,88}$. Дифрактограмма образца, полученного при 1400 °С, аналогична данной.

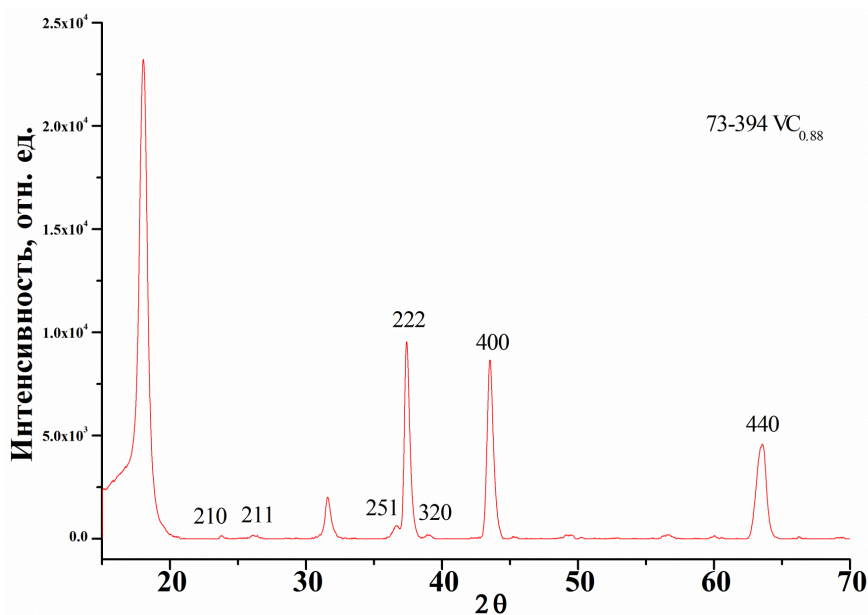


Рисунок 1 – Дифрактограмма образца карбида ванадия

Расчетное содержание ванадия в образце карбида ванадия составляет 82,85 %. Рентгеноспектральным флуоресцентным методом на анализаторе ARL с Rh-анодом рентгеновской трубки было установлено, что содержание ванадия в образце, полученном при 1500 °С, близко к расчетному (83,54 %).

На анализаторе С-144 «LECO» в этом образце было определено содержание углерода. Оно составляет 18 %, расчетное содержание углерода – 17,15 %.

Морфология и размер частиц образца, полученного при 1500 °С, были определены на растровом электронном микроскопе EVO50 XVP (рисунок 2). Частицы карбида имеют неправильную форму с сопоставимыми размерами во всех измерениях (3-5 мкм). Многие из них агломерированы.

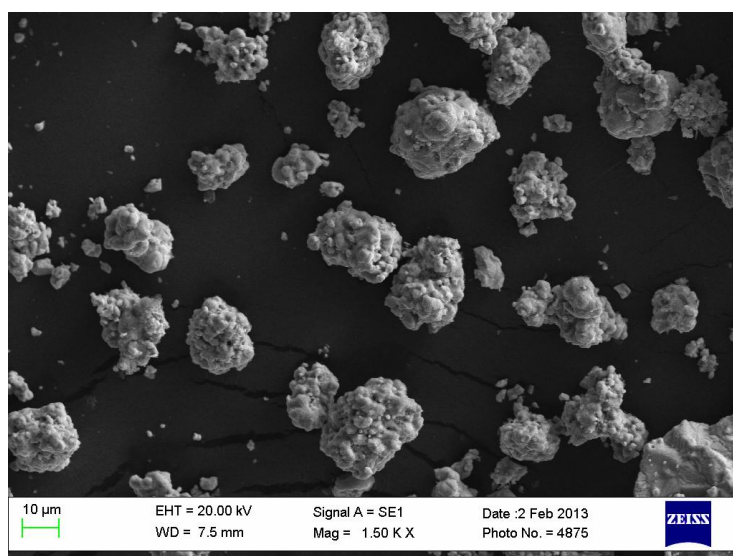


Рисунок 2 – Снимок РЭМ образца карбида ванадия

По методу БЭТ с использованием прибора Quantachrom NOVA 2200e была измерена удельная поверхность образца карбида ($2,802 \text{ м}^2/\text{г}$) и средний диаметр пор ($3,963 \text{ нм}$).

Термоокислительная стабильность образца карбида ванадия, полученного при 1500 °С, определялась с использованием прибора синхронного термического анализа NETZSCH STA 449 C Jupiter. Температура начала окисления (о чем свидетельствует начало увеличения массы, сопровождающееся экзотермическим эффектом), составила 400 °С, окисление завершается при температуре, незначительно превышающей 800 °С (рисунок 3).

Рентгенофазовым анализом на дифрактометре ДРОН-3 с использованием $\text{CuK}\alpha$ излучения (длина волны $\lambda=1,54 \text{ \AA}$) было установлено наличие только одной фазы в продуктах реакции при синтезе бориды ванадия - бориды ванадия состава VB_2 .

Морфология и размер частиц также были определены на растровом электронном микроскопе EVO50 XVP. Частицы имеют также неправильную форму с сопоставимыми размерами во всех измерениях (3-5 мкм).

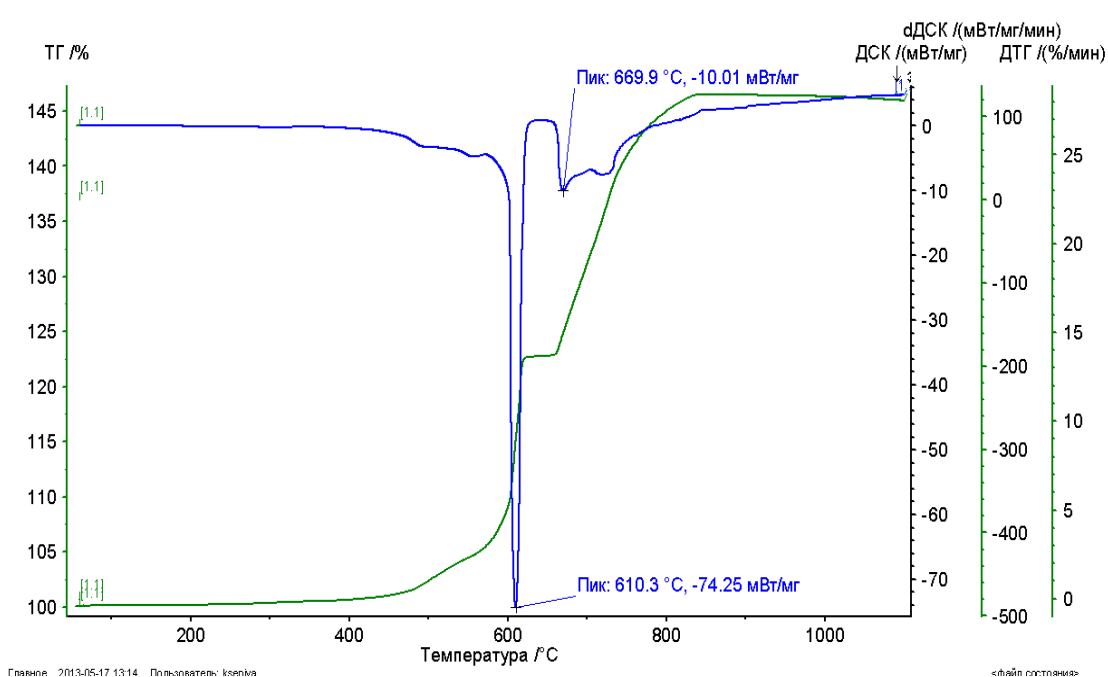


Рисунок 3 – Кривая термогравиметрии и дифференциальной сканирующей калориметрии образца карбида ванадия

Определенная по методу БЭТ удельная поверхность образца диборида составила $1,083 \text{ м}^2/\text{г}$, средний диаметр пор $5,469 \text{ нм}$.

В ходе предварительного технико-экономического расчета была определена прикидочная себестоимость и цена порошка карбида ванадия за 1 кг (4404 и 5717 руб. соответственно) и порошка диборида ванадия (14524 и 19172 руб.), что сопоставимо с мировыми ценами (а в ряде случаев ниже их).

Библиографический список

1. Свойства, получение и применение тугоплавких соединений / Под ред. Косолаповой Т.Я. – М.: Metallurgy, 1986, 928 с.
2. Jianhua Ma, Meining Wu, Yihong Du, Suqin Chen, Jian Ye, Liangliang Jin. Low temperature synthesis of vanadium carbide (VC) // Materials Letters. - 2009, № 63, p.905-907.
3. Серебрякова Т.И., Неронов В.А. Пешев П.Д. Высокотемпературные бориды. М.: Metallurgy, Челябинское отделение, 1991.
4. Физико-химические свойства окислов. / Под ред. Самсонова Г.В. М.: Metallurgy, 1978. 472с.
5. Синтез высокодисперсного карбида бора из нановолокнистого углерода / Ю. Л. Крутский, А. Г. Баннов, В.В. Соколов, К. Д. Дюкова, В. В. Шинкарев, А.В. Ухина, Е.А. Максимовский, А.Ю. Пичугин, Е. А. Соловьев, Т.М. Крутская, Г. Г. Кувшинов // Российские нанотехнологии. - 2013. – Т. 8, № 3-4. – С. 43–48.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ СТАЛИ ПРИ МОДИФИЦИРОВАНИИ ПРИРОДНЫМИ МАТЕРИАЛАМИ, СОДЕРЖАЩИМИ БАРИЙ И СТРОНЦИЙ

Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Дмитриенко В.И., Платонов М.А.

Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк

Юргинский технологический институт (филиал)

Томского политехнического университета,

г. Юрга

Основные пути повышения прочностных и эксплуатационных характеристик металлоизделий связаны с глубоким и эффективным воздействием на структуру кристаллизующегося материала при внепечной обработке расплава рафинирующими и модифицирующими присадками.

Внепечная обработка стали химически активными металлами (ЩЗМ, РЗМ и др.) является неотъемлемой частью современных технологий изготовления высококачественных и конкурентоспособных изделий. Важным условием развития методов внепечной обработки стали является применение относительно недорогих материалов в виде различных комплексных сплавов и смесей, позволяющих целенаправленно управлять физико-химическим состоянием металлического расплава и, соответственно, получать металлопродукцию с улучшенными эксплуатационными характеристиками. При этом качественные характеристики используемых материалов в полной мере должны обеспечивать стабильность, эффективность, экономичность и экологическую безопасность технологий рафинирования и модифицирования.

Получение барий- и стронцийсодержащих лигатур является энерго-, трудо- и материалоемким производством в черной металлургии. При этом операции выплавки, разливки, грануляции, дробления, упаковки лигатур не только требуют больших затрат труда, но и сопровождаются потерями металла. Данные производства являются экологически вредными и взрывоопасными. В связи с этим весьма перспективной является задача создания технологий модифицирования, которые позволяли бы проводить модифицирование стали барием и стронцием из природных материалов, минуя стадии производства лигатур. В природных материалах барий и стронций находятся главным образом в виде соединений: $BaSO_4$, $SrSO_4$, $BaCO_3$, $SrCO_3$.

В России, на северо-востоке Иркутской области, открыто и разрабатывается уникальное месторождение комплексных карбонатных руд, содержащих кальций, барий и стронций.

Руды имеют следующий минеральный состав: Sr-Ca-Ba-карбонат (70 – 80 %), калиевый полевой шпат (10 %), пироксен (10 – 20 %).

Предприятием ООО «НПК Металлтехнопром» освоен выпуск барий-стронциевого модификатора БСК-2 по ТУ 1717-001-75073896-2005. Модификатор предназначен для производства стали, чугуна и цветных сплавов, а также для покрытия сварочных электродов. Результаты химического анализа барий-стронциевого модификатора приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав барий-стронциевого модификатора, %

BaO	SrO	CaO	SiO ₂	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	Fe ₂ O ₃	MnO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	CO ₂
13,0-19,0	3,5-7,5	17,5-25,5	19,8-29,8	0,7-1,1	2,5-3,5	1,0-2,0	1,5-6,5	0,0-0,4	1,9-3,9	0,7-1,1	16,0-20,0

Проведенный рентгенофазовый анализ показал, что основными соединениями, входящими в состав барий-стронциевого модификатора, являются баритокальцит BaCa(CO₃)₂, кальцит CaCO₃, кальциостронцианит CaSr(CO₃)₂, доломит MgCO₃ и сидерит FeCO₃.

С целью изучения фазовых и структурных превращений, происходящих в рудных минеральных составляющих барий-стронциевого модификатора при нагревании использовали дифференциально-термический анализ.

Из результатов ДТА следует, что до температуры 1223 К происходит диссоциация доломита, кальцита, баритокальцита и кальциостронцианита. Разложение карбонатов бария и стронция имеет место при температурах несколько выше 1223 К, это означает что при температурах сталеплавильных процессов (1873 – 1923 К) представляет интерес изучение поведения именно оксидных соединений бария и стронция.

Обычно модифицирование проводится на конечной стадии производства: либо на выпуске из печи в ковш, либо при внепечной обработке стали в ковше, либо непосредственно при разливке. На разных этапах внепечной обработки в качестве восстановителей могут рассматриваться углерод, кремний, алюминий. Для определения условий восстановления бария и стронция из оксидов использовались методы термодинамического моделирования, реализованные в программном комплексе «Терра». Анализ результатов теоретических расчетов показал, что углерод при температурах, характерных для сталеплавильных процессов (1873 – 1923 К), практически не восстанавливает барий и стронций из их оксидов; кремний может восстанавливать барий примерно на 60 %, но практически не восстанавливает стронций (всего лишь на 15 %), а при использовании алюминия степень восстановления бария и стронция из оксидов достигает соответственно 70 и 50 %; температура в интервале 1873 – 2073 К оказывает незначительное влияние на степень восстановления этих элементов (рисунок 1).

Для изучения процесса взаимодействия шлаковых расплавов, содержащих соединения бария и стронция, с металлическим расплавом были проведены лабораторные исследования.

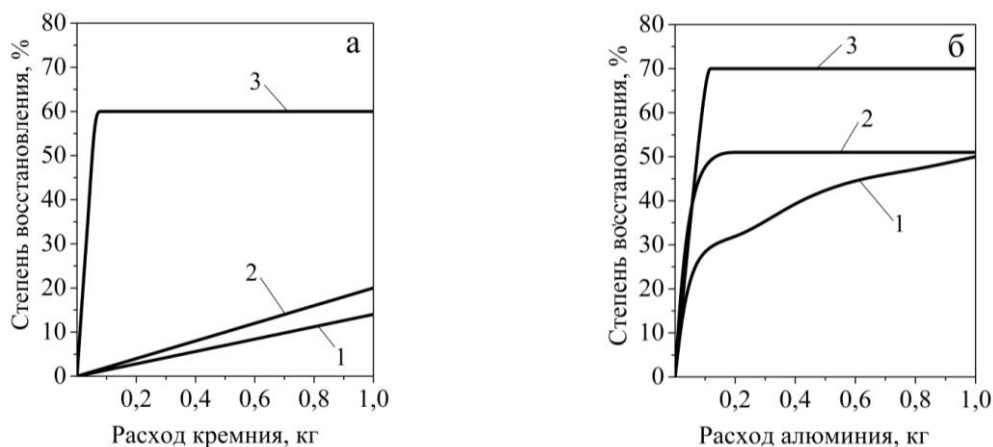


Рисунок 1 – Изменение степени восстановления стронция при температурах 1873 К (1) и 2073 К (2) и бария при температурах 1873 – 2073 К (3) из их оксидов от расхода кремния (а) и алюминия (б)

При этом на поверхность жидкой стали, предварительно раскисленной кремнием, присаживали шлакообразующие смеси (известь, карбонат стронция, оксид бария, барийстронциевый модификатор) с алюминиевым порошком. В сравнительных экспериментах в состав шлаковой смеси соединения бария и стронция не вводили.

Подготовленные образцы были исследованы с применением металлографического анализа, а также метода сканирующей электронной микроскопии. Анализ результатов проведенных исследований показал, что обработка металла соединениями бария и стронция на формирование неметаллических включений значительного влияния не оказывает. В то же время на структурообразование присутствие соединений бария и стронция оказывает заметное воздействие.

Образец, при выплавке которого в состав шлакообразующей смеси не вводили соединения бария и стронция, имел видманштеттовую структуру, характерную для сталей с низкими механическими свойствами, а образцы, обработанные шлакообразующими смесями, содержащими барий и стронций, имели структуру, представляющую собой пластинчатый перлит с выделениями феррита по границам зерен, и отдельными выделениями феррита внутри перлитных зерен, характерную для сталей с более высокой конструкционной прочностью.

Проведенные исследования подтвердили, что барий и стронций активно участвуют в образовании структурных составляющих в момент кристаллизации. Наличие бария и стронция в объеме зерна свидетельствует о взаимодействии этих элементов с металлическим расплавом с определенным влиянием на структурообразование металлической матрицы. Наличие сложных соединений, в состав которых входят барий и стронций, указывает на взаимодействие элементов с неметаллическими включениями. Выявленные размеры соединений подтверждают мнение о том, что взаимодействие соединений бария и стронция происходит на наноуровне.

Таким образом, на основании выполненных теоретических и экспери-

ментальных исследований можно предложить следующие технологические основы модифицирования стали барийстронциевым модификатором:

- разложение карбонатов кальция, бария и стронция;
- расплавление барийстронциевого модификатора и восстановление бария из оксида кремнием при раскислении шлака;
- восстановление кальция, бария и стронция из оксидов и карбонатов введенным алюминием;
- довосстановление бария, стронция из оксидов алюминием и кремнием, растворенными в стали.

Результаты термодинамического моделирования и экспериментальных исследований были реализованы при выплавке стали марки 25Г2С в дуговых электропечах литейного цеха ОАО «ЕВРАЗ-ЗСМК». Плавки проводили по двухшлаковой технологии. В качестве барийстронцийсодержащего материала использовали барийстронциевый модификатор, который присаживали в конце восстановительного периода совместно с раскислительной смесью (порошок ферросилиция и коксик). Часть модификатора (25 % от общего количества) вносили в ковш во время выпуска. Шлак перед выпуском дополнительно раскисляли гранулированным алюминием, а металл в ковше раскисляли чушковым алюминием (примерно 1 кг/т).

Металл разливали в слитки массой 7,5 т, прокатывали на квадрат 100 с последующим перекатом на арматуру № 14.

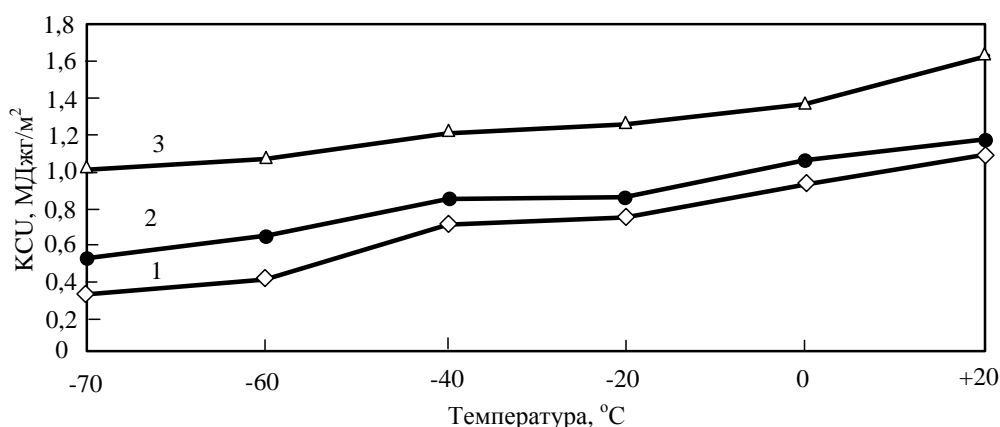
Механические свойства стали контролировали по стандартным методикам в лаборатории механических испытаний ЦЗЛ ОАО «ЕВРАЗ-ЗСМК». Для стали 25Г2С проводили дополнительные испытания на ударную вязкость при температурах: +20; 0; минус 20; минус 40; минус 60; минус 70 °С. Для сравнения таким же испытаниям подвергли четыре плавки стали 25Г2С, выплавленные в 25-т дуговой печи без обработки модификатором.

Обработка стали марки 25Г2С барийстронциевым модификатором оказала положительное воздействие на характеристики прочности и пластичности. Но наиболее сильное влияние проявлялось на значениях ударной вязкости (рисунок 2).

Анализ полученных данных показал, что обработка стали 25Г2С модификатором в количестве 4 кг/т приводит к улучшению ударной вязкости во всем интервале температур испытаний от +20 до минус 70 °С.

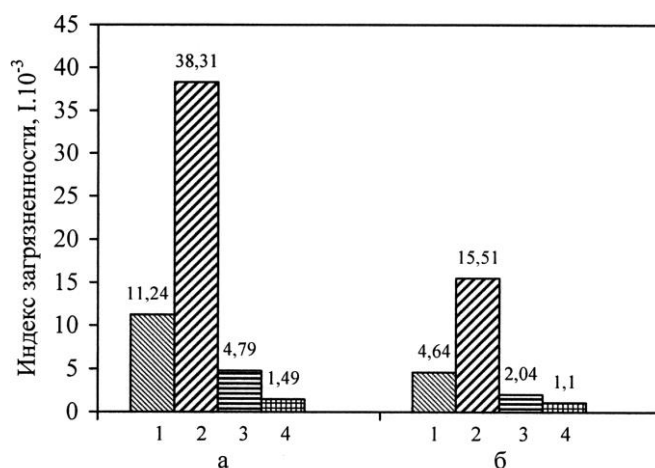
Увеличение расхода модификатора с 4,0 – 4,7 до 7,7 кг/т приводит к дополнительному возрастанию ударной вязкости (в 2,57 – 3,02 раза) в области исследованных температур испытаний от минус 60 до минус 70 °С.

Как следует из данных металлографического анализа, обработка стали модификатором снижает загрязненность стали неметаллическими включениями и обеспечивает высокий уровень их глобуляризации (рисунок 3). Одновременно фиксируется измельчение ферритоперлитной структуры стали за счет устранения грубых участков кремниймарганцовистых ликвационных образований.



1 – без модификатора; 2 – расход модификатора 4,0 – 4,7 кг/т;
3 – расход модификатора 7,7 кг/т

Рисунок 2 – Изменение ударной вязкости в зависимости от температуры испытания образцов стали 25Г2С с обработкой и без обработки барийстронциевым модификатором



а – без обработки модификатором; б – с обработкой модификатором
1 – оксиды; 2 – оксисульфиды; 3 – сульфиды; 4 – силикаты

Рисунок 3 – Загрязненность стали 25Г2С (по результатам 5 плавков)

Несколько серий плавков по модифицированию стали барийстронциевым модификатором были также проведены в дуговых сталеплавильных печах цеха № 10 ООО «Юргинский машзавод» при выплавке стали марок 35ХГСЛ, 30ХГСФЛ, 12НД2ФХ с применением двухшлаковой технологии.

После выпуска плавки во время разливки отбирали ковшовую пробу металла для проведения анализа химического состава и заливали пробные бруски для проведения механических испытаний.

Определение концентрации химических элементов, оценку неметаллических включений в литых пробах и механические испытания изготовленных образцов проводили в лабораториях ООО «Юргинский машзавод».

Из результатов оценки загрязненности образцов стали неметаллическими включениями следует, что значительной разницы в составе, располо-

жении и размерах неметаллических включений в модифицированных и немодифицированных образцах не обнаружено.

Результаты проведенных механических испытаний показали повышение запаса конструкционной прочности стали на 20 – 50 % после обработки барийстронциевым модификатором, характеризуемой значениями пределов текучести, прочности и ударной вязкости при положительных и отрицательных температурах (рисунок 4).

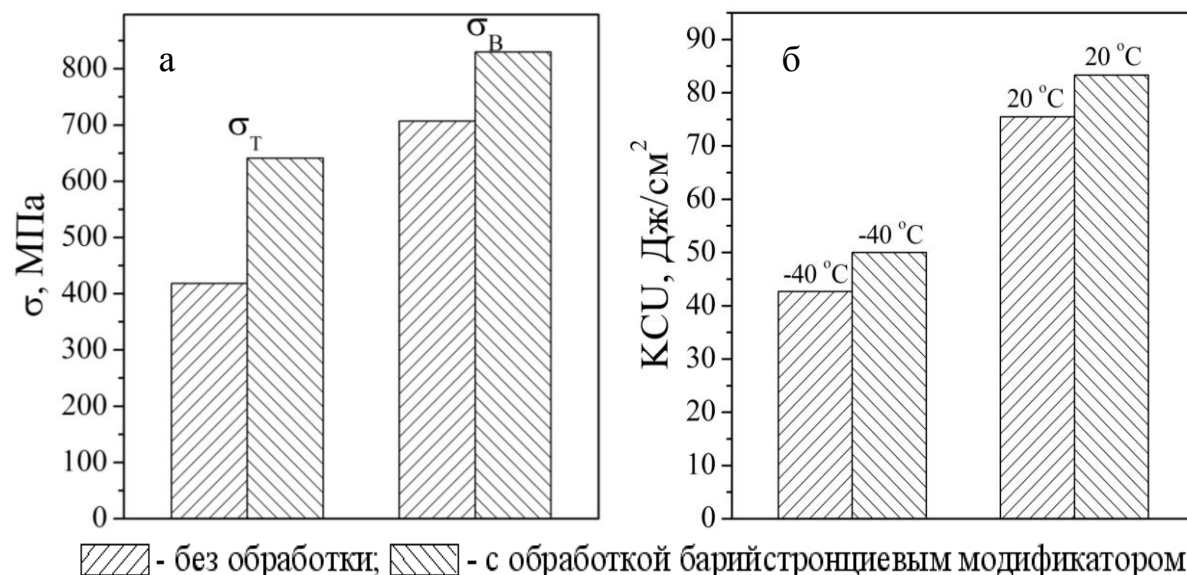


Рисунок 4 – Механические свойства (а) и ударная вязкость (б) стали 35ХГСП после нормализации (1143 – 1173 К) и отпуска (873 – 923 К)

Таким образом, теоретические и экспериментальные исследования, а также промышленные испытания показали, что технология модифицирования стали природными материалами, содержащими барий и стронций, является ресурсо- и энергосберегающей технологией, позволяющей производить высококачественную металлопродукцию с улучшенными эксплуатационными свойствами.

УДК 621.785:666.362

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОГНЕУПОРНОГО ЗАПОЛНИТЕЛЯ ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ НА СВОЙСТВА ЖАРОСТОЙКОГО БЕТОНА

Гладких И.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В процессе хозяйственной деятельности человечество крайне неэффективно использует природные ресурсы. Из добываемых природных ресурсов всего 1-5 % их массы превращается в конечную продукцию, а остальное

количество переходит в разряд отходов. Затраты энергии на производство большинства материалов в несколько раз превышают её теоретический расход, например, на производство стали – почти в 4 раза. В тоже время образование и накопление отходов является главной причиной нарушения устойчивости биосферы вследствие истощения природных ресурсов и негативного воздействия на окружающую среду.

Одним из путей снижения материало- и энергоёмкости продукции, экономии природных ресурсов является повышение уровня использования различного рода отходов, представляющих собой ценное техногенное сырьё. В металлургии важнейшим из техногенного сырья является лом различных видов огнеупорных изделий (шамотных, диасовых и др.), образующихся в процессе эксплуатации и ремонтов промышленных тепловых агрегатов. Ежегодно в отрасли образуется около 0,5 млн. т огнеупорного лома, при этом объём его вторичного использования составляет 20-25 % от общего производства огнеупорных изделий в России [1].

Основными направлениями переработки огнеупорного лома в металлургии является применение его в качестве техногенного сырья для производства огнеупорных мертелей, порошков и масс различного назначения. Широкое распространение получило вторичное использование лома алюмосиликатных изделий, в частности, боя шамотных изделий для изготовления жаростойких бетонов. Следует отметить, что техногенное сырьё при этом должно удовлетворять требованиям, предъявляемым к огнеупорным заполнителям, которые регламентируют химико-минералогический состав, огнеупорность и др. Кроме того, применение огнеупорного заполнителя из техногенного сырья должно обеспечивать необходимый комплекс технологических и эксплуатационных характеристик жаростойкого бетона, который в значительной степени зависит от гранулометрического состава заполнителя.

При подборе гранулометрического состава заполнителя рекомендовано использовать кривые распределения Фурнаса, Фуллера, Андреасена и Болломэ, с помощью которых устанавливают оптимальное содержание зерен фракций, обеспечивающих максимальную плотность бетонных масс [2]. Кроме того, авторами [3] предложено обобщающее уравнение (1), которое расширяет интервал возможных значений показателя степени свободы n и α :

$$X_i = \left[\alpha + (1-\alpha) \cdot \left(\frac{d_i}{D_{max}} \right)^n \right] \cdot 100, \quad (1)$$

где X_i – содержание фракции с размером зерен меньше d_i , %; D_{max} – максимальный размер зерна, мм; α – коэффициент, зависящий от типа бетона и характера зерен заполнителя, $\alpha=1-0,4$; n – показатель степени, зависящий от формы зерен, их взаимного сцепления, условий осуществления упаковки, $n = 0,5-0,9$.

В настоящей работе представлены результаты исследования влияния гранулометрического состава огнеупорного заполнителя из техногенного сырья на свойства жаростойкого бетона.

Для проведения исследований в качестве сырьевых материалов использовали: огнеупорный наполнитель на основе лома алюмосиликатных изделий, вяжущее – жидкое стекло натриевое по ГОСТ13078-81 «Стекло натриевое жидкое» (силикатный модуль – 2,9; плотность – 1,41 г/см³), отвердитель – кремнефтористый натрий по ТУ 113-08-587-86 (массовая доля Na₂SiF₆ не менее 98 %). Физико-химические характеристики огнеупорного наполнителя из техногенного сырья представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Физико-химические показатели огнеупорного наполнителя из техногенного сырья

Наименование показателя						
Массовая доля, %				Огнеупорность, °С	Водопоглощение, %	Массовая доля влаги, %
Al ₂ O ₃	CaO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂			
35,80	0,16	2,86	47,80	1690	12,0	3,0

Из представленных данных следует, что физико-химические характеристики наполнителя из техногенного сырья соответствуют требованиям, предъявляемым к наполнителям алюмосиликатным марки ЗША по ГОСТ 23037-99 «Заполнители огнеупорные» (массовая доля Al₂O₃ не менее 35,0 %, массовая доля Fe₂O₃ не более 6,5 %; огнеупорность не ниже 1690 °С). Значение водопоглощения находится в пределах, допустимых для наполнителей, изготовленных из брака и лома (не более 15 %).

Исследования проводились на образцах бетона (кубы с ребром 50 и 100 мм), изготовленных в разборных металлических формах из масс состава: наполнитель – 70 %, вяжущее – 25%, отвердитель – 5%. Формование образцов осуществлялось на лабораторном вибростоле, с параметрами вибрации – частота колебаний 40 кол/с, амплитуда колебаний 0,2 мм. Образцы бетона выдерживались на воздухе при температуре окружающей среды 20-25 °С в течение 3 суток, затем подвергались сушке при температуре 105 °С в течение 48 часов (температурно-влажностный режим твердения образцов огнеупорного бетона соответствовал условиям ГОСТ 20910-90 «Бетоны жаростойкие»).

В работе изучалось влияние 2-х видов гранулометрического состава наполнителя из техногенного сырья на свойства жаростойкого бетона: 1 – гранулометрический состав наполнителя с непрерывной гранулометрией фракции 5-0 мм; 2– гранулометрический состав наполнителя, рассчитанный на основании уравнения (1) с использованием эмпирических коэффициентов $\alpha=0,1$; $n=0,7$, фракции 5-0 мм. Поскольку существующие в огнеупорном производстве методы разделения порошков не позволяют осуществлять расфракционирование материалов на узкие фракции для последующей их дозировки, смешения и получения полидисперсной смеси с заданным соотношением фракций, расчет содержания фракций наполнителя гранулометрического состава №2 осуществляли по трем фракциям: 5 мм, 3 мм, 1 мм. С учетом

расчета гранулометрический состав №2 характеризовался следующим содержанием фракций %, масс: 5-3 мм – 27; 3-1 мм – 33; 1-0 мм – 40.

Гранулометрический состав заполнителя из техногенного сырья представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Гранулометрический состав заполнителя из техногенного сырья

Фракция, мм	Содержание фракций заполнителя из техногенного сырья, % масс.			Полные остатки на контрольных ситах (требования ГОСТ 20910-90), % масс.
	Гранулометрический состав № 1	Гранулометрический состав № 2		
		Расчетный	Фактический	
Более 5,0	1,3	-	1,1	0-5
5-2,5	9,4	34,6	37,2	10-40
2,5-1,25	24,7	21,3	18,8	20-60
1,25-0,63	21,3	13,0	9,8	40-85
0,63-0,315	18,4	8,1	11,1	60-95
0,315-0,16	12,8	4,9	6,9	80-100
Менее 0,16	12,1	18,1	15,1	
Всего	100	100	100	

Из представленных данных следует, что гранулометрический состав заполнителя обоих вариантов полностью удовлетворяет требованиям, предъявляемым к заполнителям жаростойких бетонов по ГОСТ 20910-90 «Бетоны жаростойкие». При этом фактический гранулометрический состав №2 незначительно отличается от расчетного.

Образцы жаростойкого бетона исследовались на следующие физико-механические характеристики: кажущаяся плотность, открытая пористость и прочность на сжатие при температуре термообработки 20, 105, 1000 °С. Определение физико-механических характеристик бетона проводили согласно ГОСТ 24468-80 «Изделия огнеупорные. Метод определения кажущейся плотности и общей пористости теплоизоляционных изделий», ГОСТ 2409-95 «Огнеупоры. Метод определения кажущейся плотности, открытой и общей пористости, водопоглощения», ГОСТ 4071.2-94 «Изделия огнеупорные теплоизоляционные. Метод определения предела прочности при сжатии при комнатной температуре».

Результаты исследования влияния гранулометрического состава заполнителя из техногенного сырья и температуры термообработки на физико-механические характеристики жаростойкого бетона представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Физико-механические характеристики образцов огнеупорного бетона

Гранулометрический состав заполнителя из техногенного сырья	Наименование показателя качества							
	Кажущаяся плотность при температуре термообработки, г/см ³			Открытая пористость при температуре термообработки, %		Прочность на сжатие при температуре термообработки, МПа		
	20 ⁰ С	105 ⁰ С	1000 ⁰ С	105 ⁰ С	1000 ⁰ С	20 ⁰ С	105 ⁰ С	1000 ⁰ С
№ 1	1,84	1,63	1,68	31,50	30,20	5,97	14,84	26,50
№ 2	1,86	1,84	1,85	27,80	18,60	8,42	28,0	33,2

Из представленных данных следует, что кажущаяся плотность образцов бетона, полученных с использованием заполнителя гранулометрического состава № 2, характеризуются более высокими значениями, практически не зависит от температуры термообработки и находится в диапазоне 1,84-1,86 г/см³, по сравнению с образцами бетона на основе заполнителя гранулометрического состава №1 (1,63-1,84 г/см³). Выявленное при этом незначительное увеличение кажущейся плотности с 1,63 г/см³ до 1,68 г/см³ у образцов бетона на основе заполнителя №1 после обжига при температуре 1000 °С обусловлено усадкой образцов.

Зависимость открытой пористости от температуры для разных видов гранулометрического состава заполнителя носит неоднозначный характер. С увеличением температуры термообработки у образцов бетона на основе заполнителя №2 наблюдается уменьшение пористости с 24,8 % до 18,6 %. Пористость образцов бетона на основе заполнителя гранулометрического состава №1 в интервале температур 105-1000 °С практически не изменяется и находится в пределах 31,5-30,2 %.

Наиболее значительное влияние вида гранулометрического состава заполнителя и температуры термообработки выявлено на механическую прочность образцов бетона. Установлено, что после сушки при температуре 105 °С прочность бетона на основе заполнителя гранулометрического состава №2 практически в 2 раза превышает прочность бетона на основе заполнителя состава №1, и составляет 28 и 14,84 МПа, соответственно. При температуре 1000 °С достигаются максимальные значения прочности (26,5 и 33,2 МПа) образцов бетона для обоих видов заполнителя, при этом наибольшая прочность бетона достигается при использовании заполнителя гранулометрического состава №2. Существенные различия в значениях прочности на сжатие образцов бетона, по-видимому, обусловлены распределением зерен различных фракций в гранулометрическом составе заполнителя и некоторым оптимальным соотношением площадей поверхности зерен заполнителя и матричного компонента бетона.

Таким образом, в результате проведенных исследований влияния ог-

неупорного заполнителя из техногенного сырья на свойства жаростойкого бетона установлено, что оптимальное содержание зерен фракций, обеспечивающих максимальную плотность бетонных масс, достигается при использовании заполнителя гранулометрического состава, рассчитанного на основании обобщающего уравнения (1). При этом достигается эффективное сочетание низкой пористости (18,6 %) и высокой механической прочности (33,2 МПа) бетона.

Библиографический список

1. Значение вторичных огнеупоров недооценено [Текст] / Л.Б. Хорошавин // Уральский рынок металлов. – 2006. – № 8. – С. 30-32.
2. Пивинский Ю.Е. Неформованные огнеупоры [Текст]: справоч. изд. в 2 т. Т.1. Книга 1. Общие вопросы технологии / Ю.Е. Пивинский. – М. : Теплоэнергетик, 2004. – 448 с.
3. Кашеев И.Д. Химическая технология огнеупоров [Текст]: учебное пособие / И.Д. Кашеев, К.К. Стрелов, П.С. Мамыкин. – М.: Интернет Инжиниринг, 2007. – 752 с.

УДК 621.783.231.1

РЕКОНСТРУКЦИЯ СИСТЕМЫ СЖИГАНИЯ ТОПЛИВА ПЕЧИ С ШАГАЮЩИМИ БАЛКАМИ В РЕЛЬСОБАЛОЧНОМ ЦЕХЕ

Волков К.В., Колотов Е.А., Сюсюкин А.Ю.

*ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», г. Новокузнецк
Konstantin.Volkov2@evraz.com, Evgeny.Kolotov@evraz.com,
Andrey.Syusyukin@evraz.com*

Печь с шагающими балками рельсобалочного цеха введена в эксплуатацию в марте 2006 года. Предназначена для нагрева непрерывнолитых заготовок до температуры 1180 – 1250 °С для их последующей прокатки на стане. Заготовки сечением 300x340 мм и максимальной длиной 5100 мм располагались в печи в два ряда. Номинальная производительность печи 250 т/час. Печь имеет десять зон температурного регулирования. Топливо – природный газ, который подается в печь при помощи горелок типа GR.

В связи с принятым решением о производстве в рельсобалочном цехе ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» рельсов длиной 100 метров возникла необходимость реконструкции печи с шагающими балками. Для обеспечения стана качественно-нагретой заготовкой длиной до 9000 мм для прокатки 100-метровых рельсов, в апреле-августе 2012 года в рамках проекта реконструкции печи выполнены следующие основные работы: заменены горелки, установлена дополнительная неподвижная балка, установлена новая система автоматизации, пересмотрены режимы нагрева металла.

Одним из факторов, влияющим на получение качественного проката,

тем более качественных рельсов, является равномерность нагрева заготовок в печи перед прокаткой. Для обеспечения равномерности нагрева по длине и сечению в нагревательных зонах печи заменены ранее установленные горелки типа GR на беспламенные горелки типа TSX. Общий вид горелки TSX представлен на рисунке 1.



Рисунок 1 – Горелки типа TSX

Данные горелки обеспечивает равномерное распределение температурного поля по рабочему пространству печи, и, следовательно, равномерный нагрев заготовок. На рисунке 2 представлена термограмма рабочего пространства печи.

Для управления печью установлена система автоматизации уровня 2, которая включает в себя математическую модель теплообмена в печи, позволяя вести точный нагрев каждой заготовки, автоматически регулируя тепловую мощность по зонам печи в зависимости от нагреваемой марки стали, положения блюмсов различных марок стали, а также от производительности и времени простоев стана.

В качестве подтверждения эффективности проведенной реконструкции были проведены ряд экспериментов, в том числе замеры температуры 100-метрового раската после последней клетки стана (рисунок 3).

Измерение температуры проводили при помощи тепловизора «Flir» ThermaCAM P65. Съемка движущегося рельса производилась в режиме «Пакетная запись» с интервалом 1 кадр/секунда, затем данные были обработаны при помощи программного обеспечения ThermaCAM Reporter 7.0. На рисунке 4 представлен снимок одного из участков рельса длиной около 2 метров, а также распределение температуры по этому участку. Анализируя графики,

представленные на рисунках 3 и 4, можно сделать вывод о равномерном нагреве заготовки – в среднем перепад по длине составляет 30-50 °С. Значительный перепад отмечается лишь на концах раската ввиду их ускоренного охлаждения.

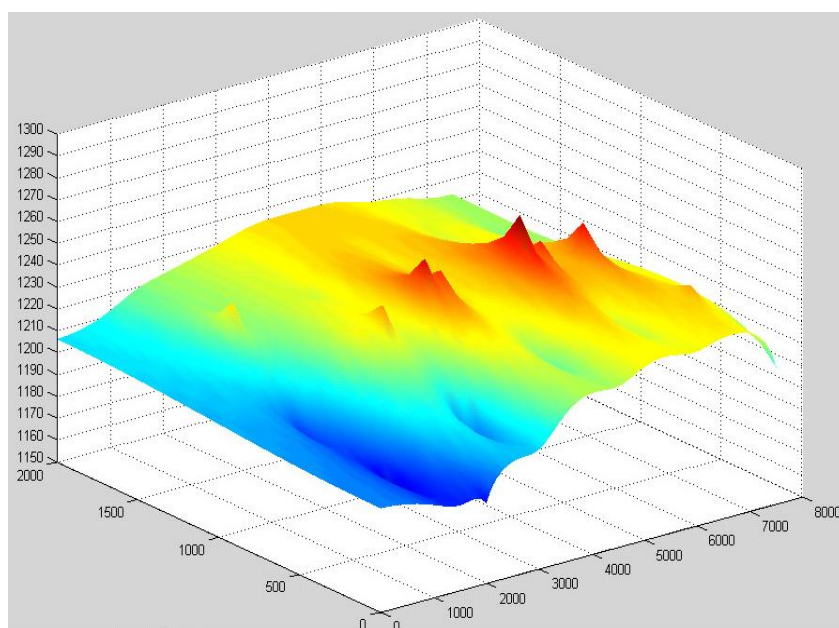


Рисунок 2 - Перепад температур по объему рабочего пространства печи

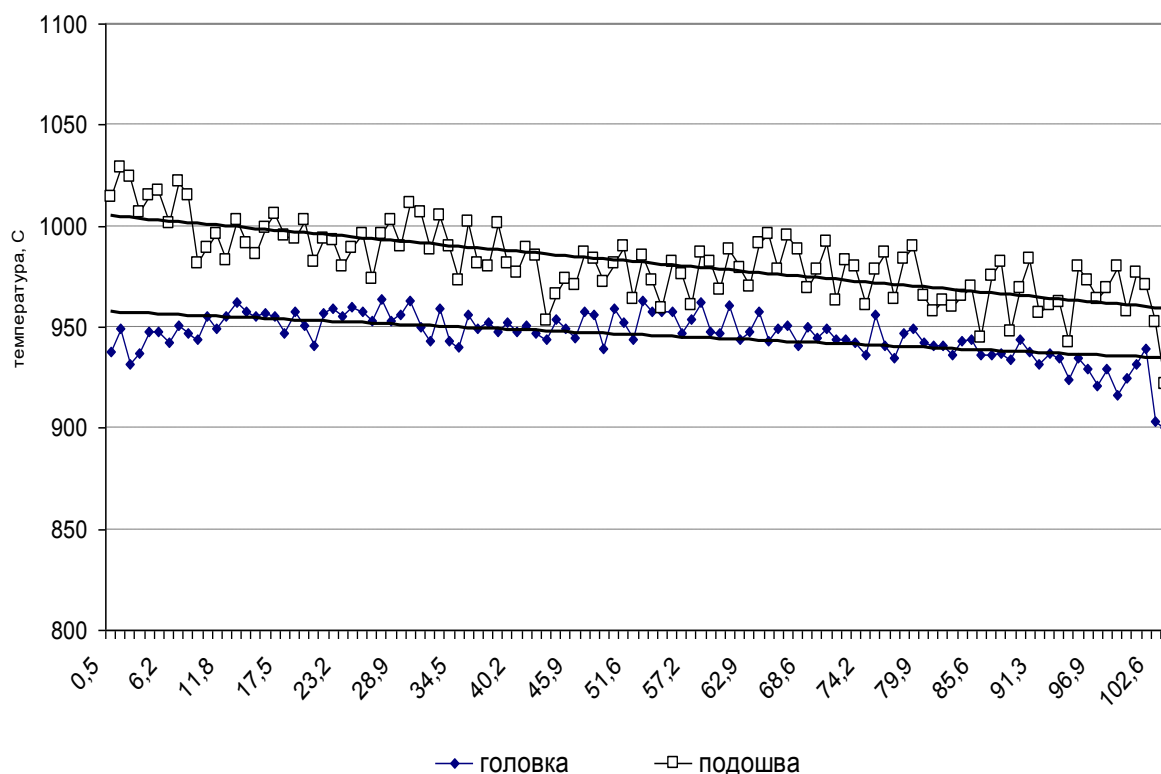


Рисунок 3 - Распределение температуры по длине 100-метрового раската (рельсы типа Р65) после клетки Tandem

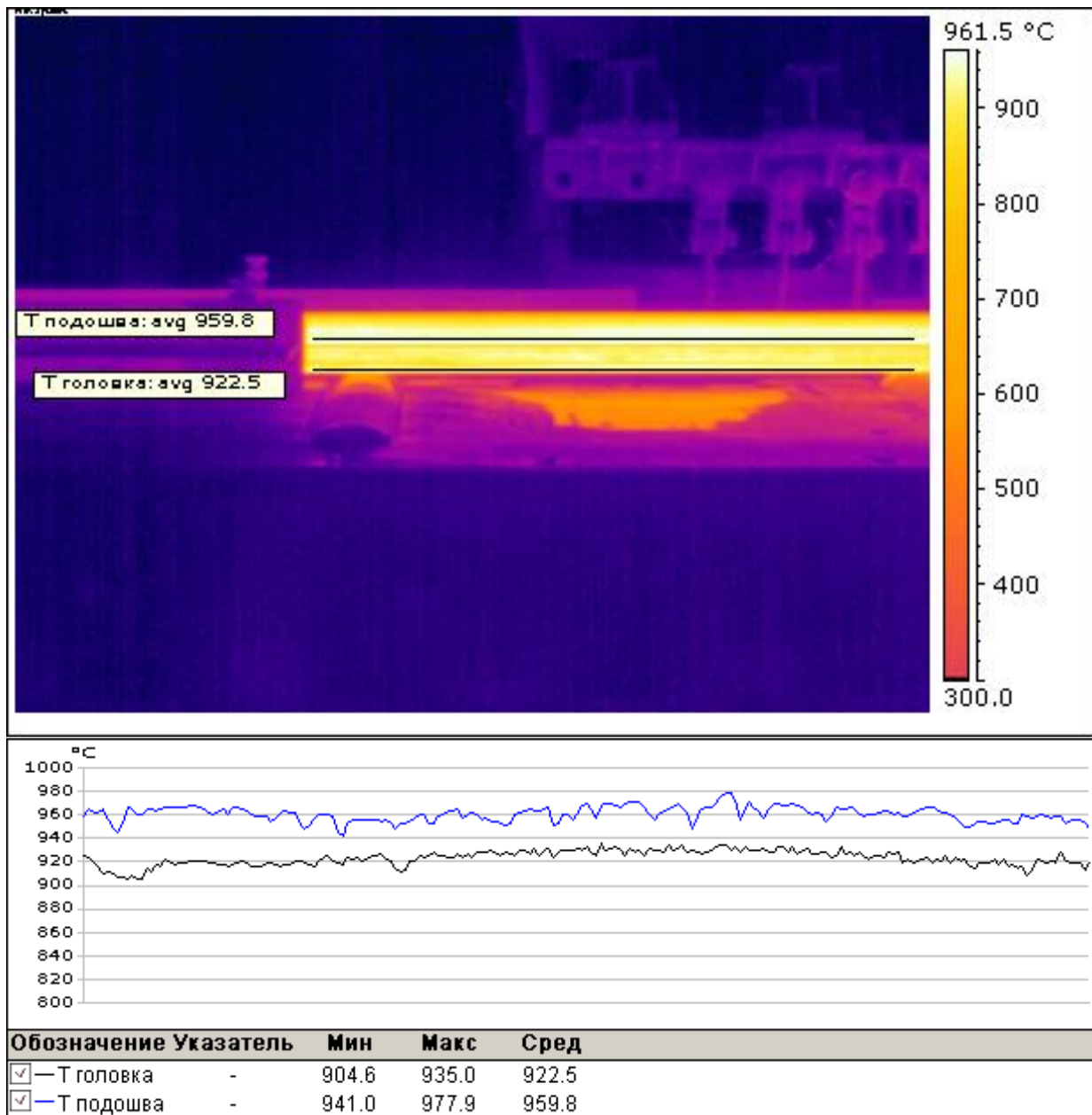


Рисунок 4 – Тепловизионная съемка рельсового профиля после прокатки

Реконструкция печи также положительно сказалась на технико-экономических показателях печи. Так удельный расход топлива снижен в среднем на 8-10 % относительно показателей до реконструкции. На рисунке 5 представлена зависимость удельного расхода топлива от сменного производства.

Из графика видно, что уровень производства на настоящий момент значительно отличается от уровня производства до реконструкции, что прежде всего связано с пуско-наладочным периодом работы нового стана. Однако, несмотря на низкое производство, относительно проектных показателей, уже сейчас можно сделать вывод о снижении расхода топлива на нагрев заготовок в печи в среднем на 8-10 %.

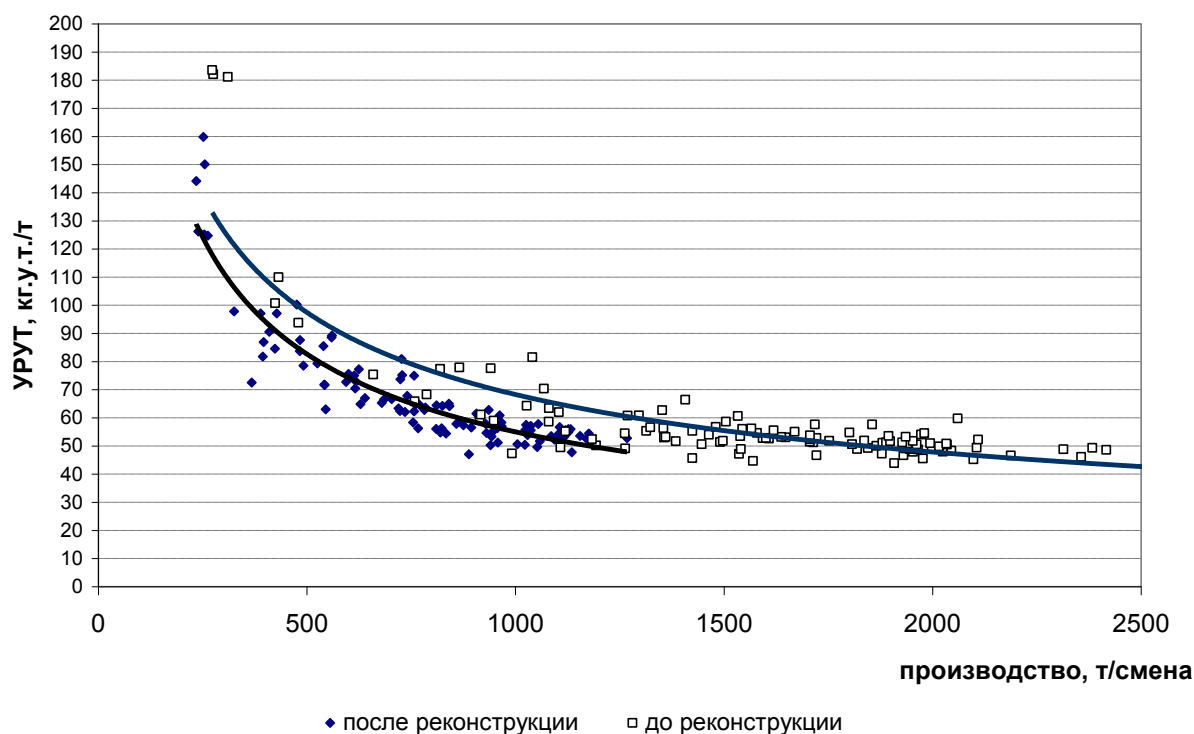


Рисунок 5 – Зависимость удельного расхода топлива от производства

Выводы:

1. Реконструкция печи с шагающими балками позволяет осуществлять качественный нагрев заготовок длиной до 9000 мм для прокатки рельсов с минимальным конечным перепадом температур по длине раската.
2. Замена горелок типа GR на новые типа TSX позволила значительно снизить удельный расход условного топлива на нагрев металла, в среднем на 8-10 %.

УДК 669-151.8:622.791

РАЗРАБОТКА МАЛООКИСЛИТЕЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУРНЫХ РЕЖИМОВ НАГРЕВА МНОГОГРАННЫХ КУЗНЕЧНЫХ СЛИТКОВ

БАЗАЙКИНА О.Л., ТЕМЛЯНЦЕВ М.В., КАЗИМИРОВ С.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, ucheb_n_otdel@sibsiu.ru*

При высокотемпературном нагреве многогранных кузнечных слитков под обработку давлением безвозвратные потери металла вследствие угара могут достигать 1 – 3 %, а в некоторых случаях и более. В связи с этим разработка мероприятий по снижению угара слитков при нагреве актуальна и имеет практическое значение.

Одним из эффективных мероприятий по снижению потерь металла яв-

ляется реализация малоокислительных температурных режимов нагрева. Снижение угара металла при осуществлении таких режимов основано на уменьшении времени нахождения (томления или выдержки) слитков в области температур интенсивного окисления стали (как правило более 900 °С), переносе выдержки с целью прогрева слитков в среднетемпературную область. Для реализации малоокислительных режимов нагрева необходимы сведения о температурном интервале начала интенсивного угара, который зависит от химического состава стали (марки стали).

В Сибирском государственном индустриальном университете на кафедре теплофизики и промышленной экологии проведены исследования и разработаны малоокислительные температурные режимы для нагрева восьмигранных 15-тонных кузнечных слитков диам. 1080 мм из стали марок 40ХН, 34ХН1М и 5ХНМ.

При проведении лабораторных экспериментов использовали образцы, имеющие форму дисков диам. 30 и толщиной 10 мм, которые вытачивали из слитков. Масса исходных образцов составляла 65 – 75 г. Нагрев осуществляли в электрической печи сопротивления СУОЛ-0,25.1/12,5-И1 с нагревателями из карбида кремния в атмосфере воздуха. Температуру металла измеряли хромель-алюмелевой термопарой и многоканальным программным регулятором температур «Термодат 19Е2». Образцы нагревали до температур 1000, 1100 и 1200 °С и выдерживали при этих температурах 20, 40 и 60 мин. Угар определяли с помощью гравиметрического метода по потере массы образцов. Взвешивание образцов проводили на весах Vibra AF-220CE с точностью до 0,1 мг. Окалину с поверхности образцов удаляли посредством травления в растворе серной кислоты. Глубину обезуглероженного слоя определяли с помощью металлографического метода. Для определения температуры плавления печной окалины использовали образцы размером 4×4×10 мм, которые для более точного измерения температуры крепили непосредственно к спаю термопары. Начало плавления окалины фиксировали визуально через окно печи.

По результатам обработки экспериментальных данных построены графики, приведенные на рисунке 1, иллюстрирующие зависимость логарифма константы скорости окисления сталей исследуемых марок от температуры.

Для осуществления прогнозных расчетов получены эмпирические зависимости угара сталей от температуры и времени выдержки:

– 40ХН

$$Y = 1,18 \exp(-5097,0/T) \sqrt{\tau}; \quad (1)$$

34ХН1М

$$Y = 806,23 \exp(-14439,5/T) \sqrt{\tau}; \quad (2)$$

5ХНМ

$$Y = 4301,16 \exp(-16840,5/T) \sqrt{\tau}, \quad (3)$$

где T – температура, К; где τ – время выдержки, мин.

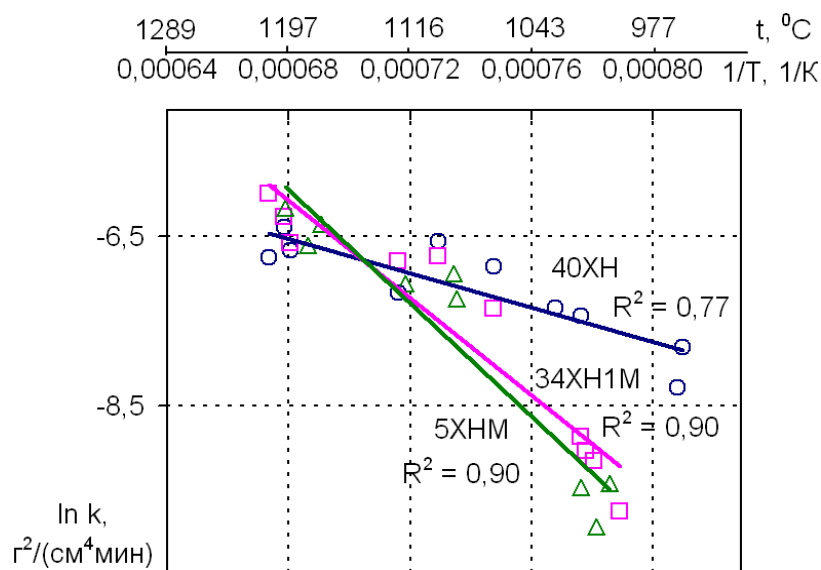


Рисунок 1 – Зависимость логарифма константы скорости окисления от температуры для сталей марок 40ХН (○), 34ХН1М (□), 5ХНМ (Δ)

Из рисунка 1 видно, что с точки зрения интенсификации угара сталь марки 40ХН менее чувствительна к температурному фактору. При аналогичном содержании других легирующих элементов в исследуемых сталях, молибден, имеющийся в марках 5ХНМ и 34ХН1М, оказывает двоякое влияние на интенсивность окисления. При малых концентрациях и температурах 600 – 1000 °С он образует соединение Fe_2MoO_4 , способствующее повышению защитных свойств окалины и замедляющее окалинообразование. В то же время известно, что при взаимодействии с кислородом молибден образует летучий оксид MoO_3 с температурами испарения и плавления около 600 и 795 °С, интенсивно разрыхляющий окалину и снижающий ее защитные свойства. Это вероятно и является причиной большего угара молибденсодержащих сталей по сравнению со сталью 40ХН при температурах 1150–1200 °С.

Стали 5ХНМ и 34ХН1М имеют примерно одинаковую интенсивность окисления во всем исследуемом температурном интервале, несмотря на то, что в стали марки 34ХН1М, по сравнению с маркой 5ХНМ, содержится почти в 2 раза больше хрома, способствующего повышению защитных свойств окалины.

Температуры подплавления окалины исследуемых марок сталей близки к температуре плавления вюстита, которая составляет 1377 °С (таблица). Полученные данные согласуются с результатами исследований других ученых. Для окалины стали марки 34ХН1М характерно более высокое содержание никеля и хрома, способствующих повышению температуры подплавления и меньшее по сравнению с окалиной стали 40ХН содержание кремния, который в связи с образованием фаялита способствует снижению темпера-

туры подплавления окалины. Такой химический состав окалины определяет более высокую, по сравнению с другими исследуемыми сталями, температуру подплавления окалины стали марки 34ХН1М. Молибден ввиду малого содержания, по-видимому не оказывает существенного влияния на температуру подплавления окалины.

Анализ данных, представленных в таблице 1, показывает, что содержание кремния в окалине несколько больше, чем его содержание в стали. Никеля, хрома и молибдена в окалине содержится меньше, чем в стали.

Таблица 1 – Результаты спектрального анализа и температура подплавления окалины исследуемых марок сталей

Марка стали	Содержание элементов в стали/окалине, %				Температура подплавления окалины, °С
	Ni	Cr	Si	Mo	
34ХН1М	1,34/0,80	1,44/0,61	0,28/0,47	0,22/0,14	1379
40ХН	1,07/0,70	0,60/0,35	0,29/0,55	–/0,09	1368
5ХНМ	1,50/0,57	0,67/0,20	0,32/0,46	0,19/0,09	1362

На основе полученных данных для условий кузнечно-прессового цеха одного из промышленных предприятий разработаны температурные режимы нагрева в камерной печи садки 15-тонных кузнечных слитков диам. 1080 мм. На рисунке 2 представлен фрагмент действующего на предприятии температурного режима нагрева (изменение температуры поверхности слитков и динамика угара при температурах металла более 900 °С, первый период нагрева не показан). Продолжительность пребывания слитков в области температур интенсивного окисления более 900 °С составляет 7,5 часов. В конце нагрева угар достигает 1,44 г/см². На рисунке 3 представлен аналогичный фрагмент предлагаемого температурного режима нагрева. Время пребывания слитков при температуре поверхности более 900 °С составляет уже 5 часов. В конце нагрева угар находится на уровне 1,15 г/см².

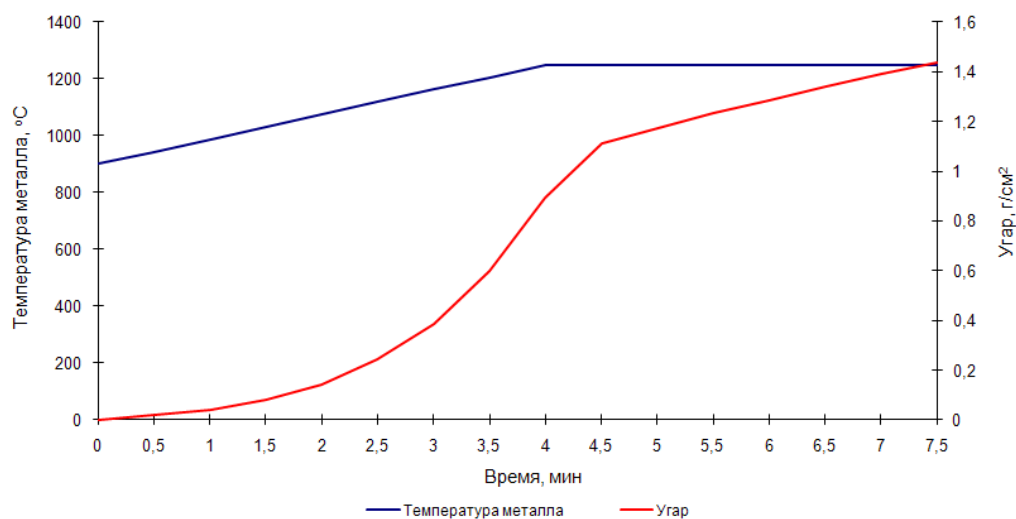


Рисунок 2 – График роста угара при действующем режиме нагрева

Принципиальным отличием действующего режима нагрева от предлагаемого является наличие продолжительного периода томления (практически выдержки слитков при постоянной температуре нагрева металла, равной конечной температуре нагрева), сопровождающегося значительным угаром. В предлагаемом режиме выдержка заменена на замедленный нагрев, обеспечивающий достаточный прогрев слитка по сечению.

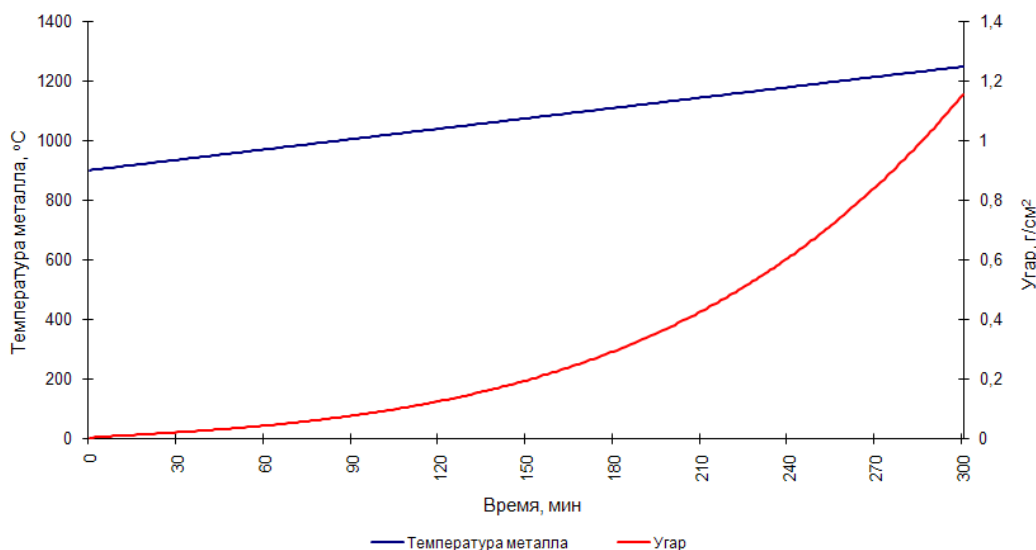


Рисунок 3 – График роста угара при предлагаемом режиме нагрева

Предлагаемый температурный режим обеспечивает снижение угара металла на 25 – 50 % (в зависимости от марки стали), уменьшение толщины слоя окалины в среднем на 1 мм. Экономия металла с одного слитка составляет 25 – 50 кг. Снижение угара способствует менее интенсивному зарастанию подины печи окалиной и шлаком, повышению срока службы огнеупоров печи.

УДК 621.771

РАЗРАБОТКА И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕЖИМОВ СОРТОВОЙ ПРОКАТКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ МЕТОДИК МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЕФОРМАЦИИ ЗАГОТОВОК В КАЛИБРАХ

УМАНСКИЙ А.А., МАРТЬЯНОВ Ю.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»,
г. Новокузнецк, umanskii@bk.ru*

Одной из наиболее значимых проблем, стоящих перед металлургическим производством на современном этапе развития, является повышение качества готовой продукции, в том числе сортового металлопроката. Анализ

данных работы крупнейших металлургических комбинатов России показывает, что основной причиной получения сортового проката, несоответствующего требованиям стандартов по качеству, является наличие поверхностных дефектов. При этом в структуре отбраковки наибольшую долю занимают дефекты поверхности, перешедшие на готовый прокат с исходных заготовок (рисунок 1).

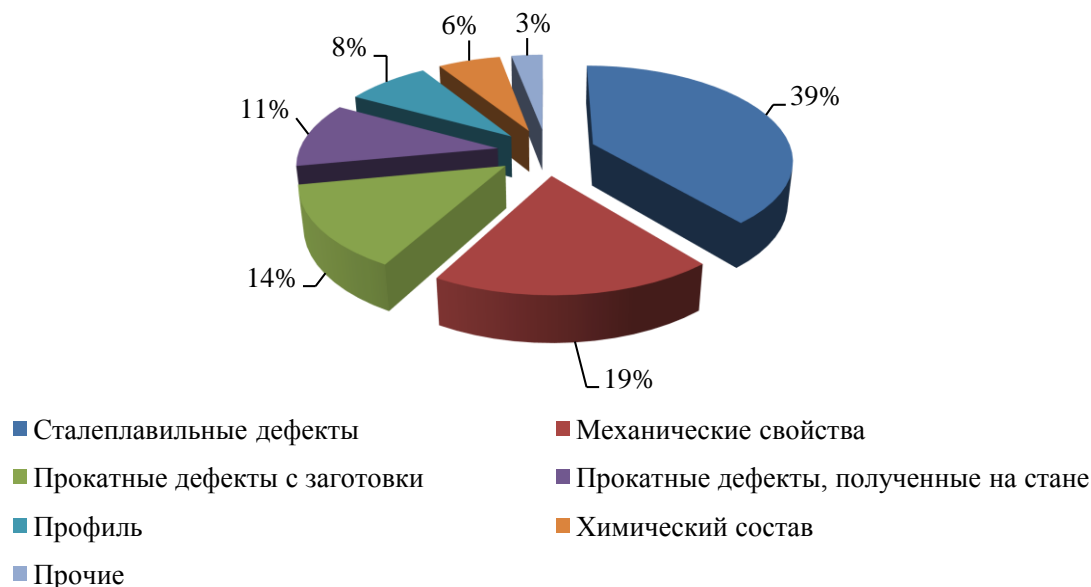


Рисунок 1 – Структура брака при производстве проката на мелкосортном стане 250-2 ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Наличие дефектов на заготовках, как правило, обусловлено применением неоптимальных режимов разливки стали или отклонением от принятой и регламентированной технологии производства. При этом следует отметить, что совершенствование режимов выплавки и разливки стали хотя и позволяет снизить уровень брака по поверхностным дефектам, однако к полному устранению дефектов поверхности не приводит. В то же время по данным различных исследователей [1-4] совершенствование режимов прокатки на сортовых станах позволяет уменьшить размеры уже имеющихся на исходных заготовках поверхностных дефектов или даже привести к их полной выработке. Таким образом, исследования процессов формоизменения поверхностных дефектов при сортовой прокатке являются актуальными.

В связи со сложившейся экономической ситуацией (недостаточное финансирование исследований со стороны компаний – владельцев металлургических предприятий), в настоящее время отсутствует возможность проведения широкомасштабных промышленных экспериментов. Данный факт является одной из причин все более широкого распространения методов физического и математического моделирования металлургических процессов, в том числе процессов прокатки на сортовых станах. Однако следует отметить, что полученные при моделировании результаты в обязательном порядке нуждаются в проверке на адекватность путем проведения промышленных экс-

периментов хотя бы в ограниченном объеме.

С учетом вышесказанного для исследования процессов формоизменения дефектов при производстве сортового проката была использована методика, включающая в себя три этапа:

– физическое моделирование процессов выработки дефектов при прокатке в калибрах различной формы с целью определения основных закономерностей течения металла;

– математическое моделирование напряженно-деформированного состояния металла с целью объяснения закономерностей, полученных в ходе физического моделирования;

– промышленные эксперименты по определению выкатываемости поверхностных дефектов заготовок с целью подтверждения данных, полученных в ходе моделирования.

Моделирование сортовой прокатки заготовок проводили в условиях лабораторного прокатного стана «80». В калибрах ящичной, ромбической и овальной формы прокатывали свинцовые образцы с предварительно нанесенными на их поверхность дефектами. При моделировании использовали образцы сечением 30×30 мм, глубина дефектов составила 2 мм, ширина дефектов – 1 мм.

Для оценки интенсивности выкатываемости дефектов использовали коэффициент выработки, определяемый по формуле:

$$K_{\text{выр}} = \frac{H_{\text{до}}}{H_{\text{дп}}}, \quad (1)$$

где $H_{\text{до}}$, $H_{\text{дп}}$ – глубина дефектов до и после прокатки соответственно.

По полученным в ходе проведения экспериментов результатам наиболее благоприятные условия для выработки поверхностных дефектов создаются при использовании ромбического калибра, а наихудшие условия – при деформации в овальном калибре (рисунок 2). Коэффициент выработки дефектов при прокатке в ромбическом калибре выше коэффициента выработки при прокатке в овальном калибре в среднем на 22 %, а по сравнению с прокаткой в ящичном калибре разница составляет 13 % (рисунок 2).

Также установлено, что выкатываемость дефектов зависит от их месторасположения на поверхности образцов. Так коэффициент выработки дефектов, расположенных на ребрах образцов, превысил данный показатель для дефектов на гранях образцов в среднем в 1,10-1,15 раза.

С целью объяснения полученных в ходе физического моделирования закономерностей провели математическое моделирование напряженно-деформированного состояния металла при прокатке в калибрах различной формы. Математическое моделирование проводили с использованием специализированного инженерного программного комплекса DEFORM-3D, основанного на методе конечных элементов.

В указанном программном комплексе в качестве показателя, характе-

ризирующего напряженно-деформированное состояние металла, используется критерий Кокрофта-Лэтэма:

$$D = \int_0^{\bar{\varepsilon}} \frac{\sigma^*}{\sigma} d\bar{\varepsilon}, \quad (2)$$

где $\bar{\varepsilon}$ – накопленная пластическая деформация;

$d\bar{\varepsilon}$ – приращение накопленной деформации;

σ^* – максимальное главное растягивающее напряжение;

σ – интенсивность напряжений.

Критерий Кокрофта-Лэтэма характеризует степень использования запаса пластичности и, таким образом, является показателем вероятности образования и развития дефектов в процессе деформации.

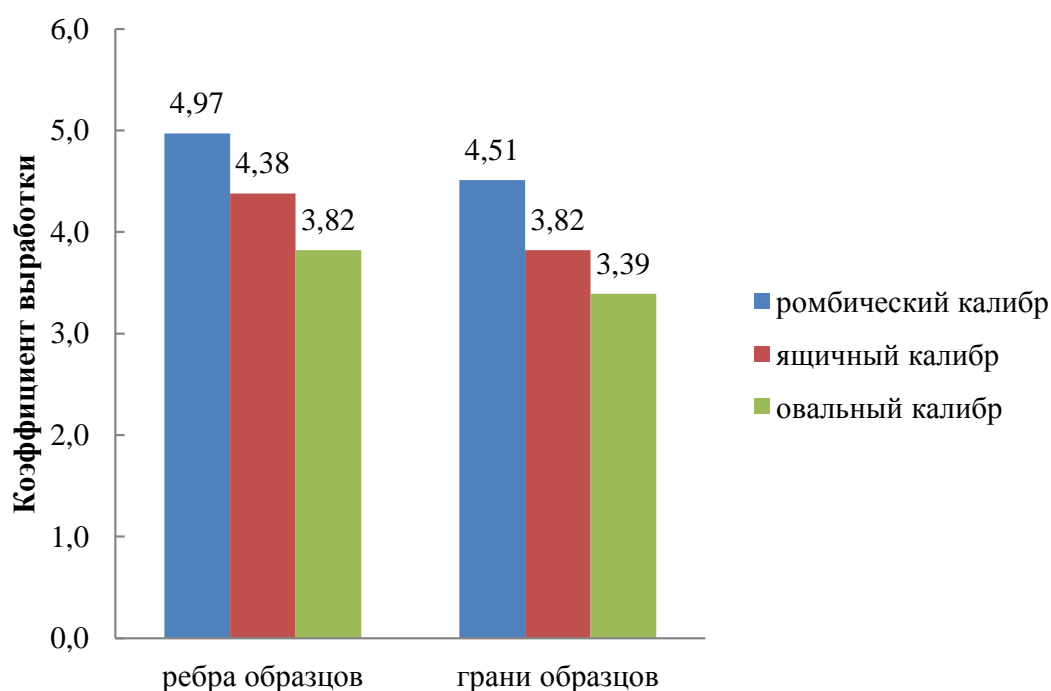


Рисунок 2 – Зависимость коэффициента выработки дефекта от формы калибра

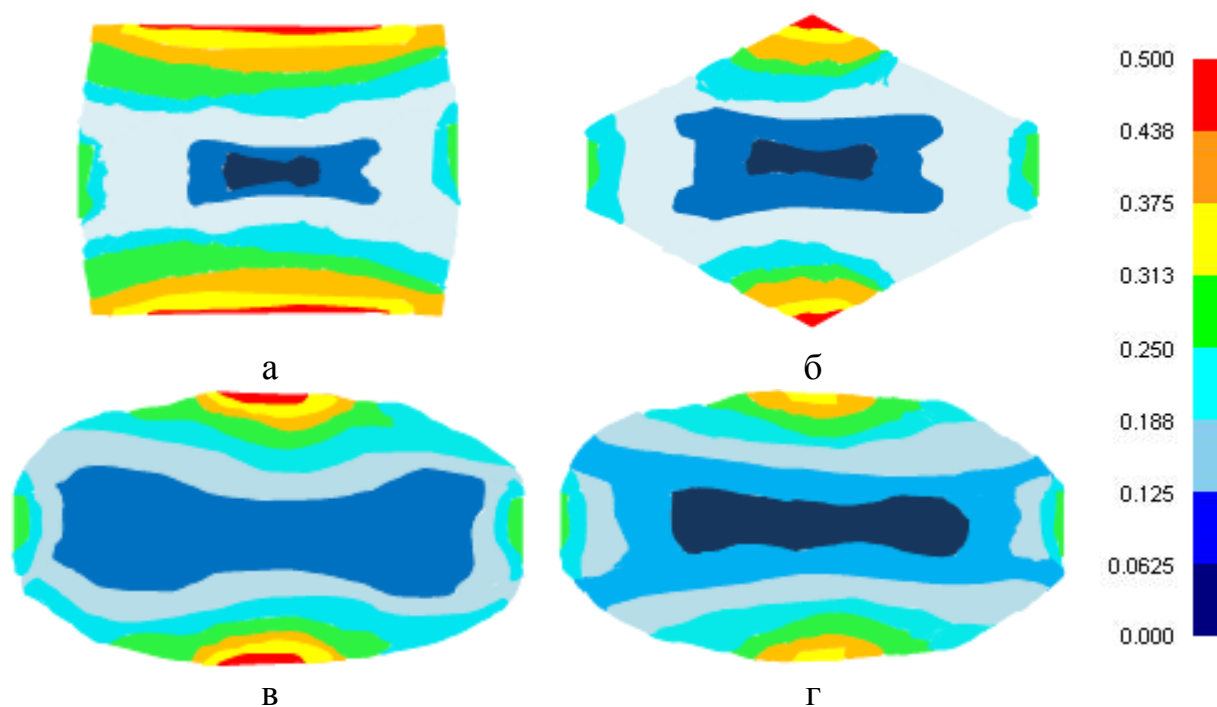
При моделировании напряженно-деформированного состояния металла использовали геометрические параметры исходных заготовок и калибров, соответствующие параметрам проведения экспериментов на лабораторном прокатном стане. Кроме этого, дополнительно провели моделирование процесса прокатки подката овального поперечного сечения в овальном калибре.

Полученные данные (рисунок 3) позволяют констатировать, что наибольшие значения критерия Кокрофта-Лэтэма в приповерхностных слоях раската получены для случая прокатки заготовки в овальном калибре, что говорит о неблагоприятных условиях для выработки поверхностных дефектов.

Наиболее благоприятная схема напряженно-деформированного состояния металла имеет место при деформации овальной заготовки в калибре

овальной формы. Таким образом, можно сделать вывод, что схема напряженно-деформированного состояния металла при прокатке в значительной степени определяется подобием формы исходной заготовки и калибра, в котором происходит ее деформация. Наилучшие условия для выработки поверхностных дефектов заготовок создаются при высокой степени подобия формы исходной заготовки и калибра.

С целью более полного раскрытия механизмов формирования напряженно-деформированного состояния металла провели моделирование закономерностей течения металла в различных зонах калибров. В процессе моделирования анализировали перемещение точек, нанесенных на верхнюю грань исходной заготовки.



а – квадратной заготовки в ящичном калибре; б – квадратной заготовки в ромбическом калибре; в – квадратной заготовки в овальном калибре; г – овального подката в овальном калибре

Рисунок 3 – Распределение критерия Кокрофта-Лэтэма по сечению раската после прокатки

По полученным данным в центральной зоне калибра имеет место только вертикальное перемещение металла в направлении обжатия, в боковых зонах поверхностные слои металла одновременно перемещаются в направлении обжатия и в горизонтальной плоскости по направлению от центра калибра к его периферии (рисунок 4). Данный факт, очевидно, объясняет более интенсивную выработку поверхностных дефектов на ребрах заготовок по сравнению с дефектами, расположенными на гранях заготовок.

Ширина зоны, где имеет место перемещение металла в горизонтальном

направлении, в значительной степени зависит от формы исходной заготовки и калибра. Так, если при прокатке квадратной заготовки в ящичном калибре ширина такой зоны составляет около 20 % от ширины калибра, то при деформации в ромбическом и овальном калибрах горизонтальные смещения металла отсутствуют только непосредственно в вершине калибра. Таким образом, наибольшее исчерпание запаса пластичности происходит в тех зонах калибра, где имеет место только вертикальное перемещение металла при деформации, а при одновременном течении металла в направлении обжатия и в горизонтальном направлении схема напряженно-деформированного состояния приобретает более благоприятный характер и способствует лучшей выработке поверхностных дефектов.

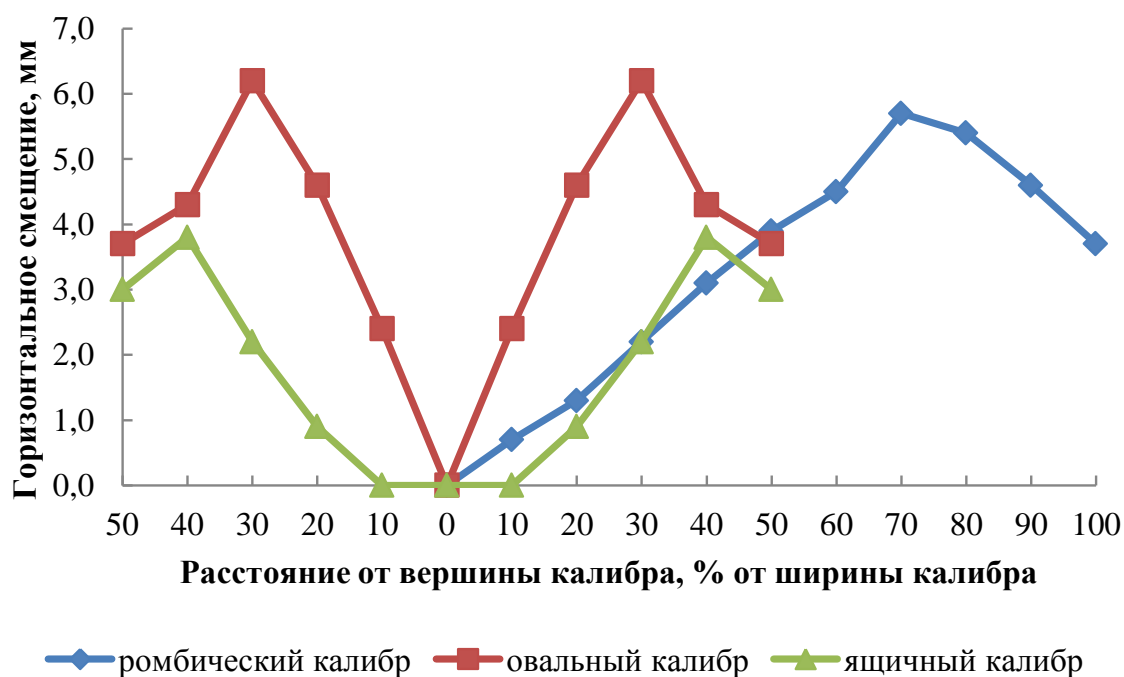


Рисунок 4 – Перемещение металла при прокатке квадратной заготовки в калибрах различной формы

На основании полученных в ходе моделирования данных разработана новая калибровка валков черновой группы клетей мелкосортного стана 250-2 ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК». Отличительными особенностями новой калибровки явились замена ящичного и шестигранного калибров на ребровой овальный и овальный калибры соответственно. Таким образом, увеличили степень подобия формы исходного подката и калибра.

С целью определения влияния изменения калибровки на выкатываемость поверхностных дефектов провели серию промышленных экспериментов на мелкосортном стане 250-2. Заготовки от плавок текущего производства с предварительно нанесенными на их поверхность искусственными дефектами прокатывали по двум различным калибровкам (ранее использовавшейся и усовершенствованной). Использовали заготовки сечением

100×100 мм, размеры дефектов составили: глубина – 5 мм, ширина – 2 мм, длина 1000 мм. В качестве параметра, характеризующего изменение глубины дефектов, использовали коэффициент выработки, определяемый по формуле (1). Глубину дефектов после деформации определяли на отобранных от готового проката пробах.

Установлено, что использование разработанной калибровки валков позволяет улучшить выкатываемость дефектов, расположенных, как на гранях, так и на ребрах заготовок, в среднем в 1,18 раза (рисунок 5). Кроме того, в условиях промышленного прокатного стана подтверждено, что поверхностные дефекты, расположенные на ребрах заготовок, вырабатываются интенсивнее по отношению к дефектам на гранях заготовок.

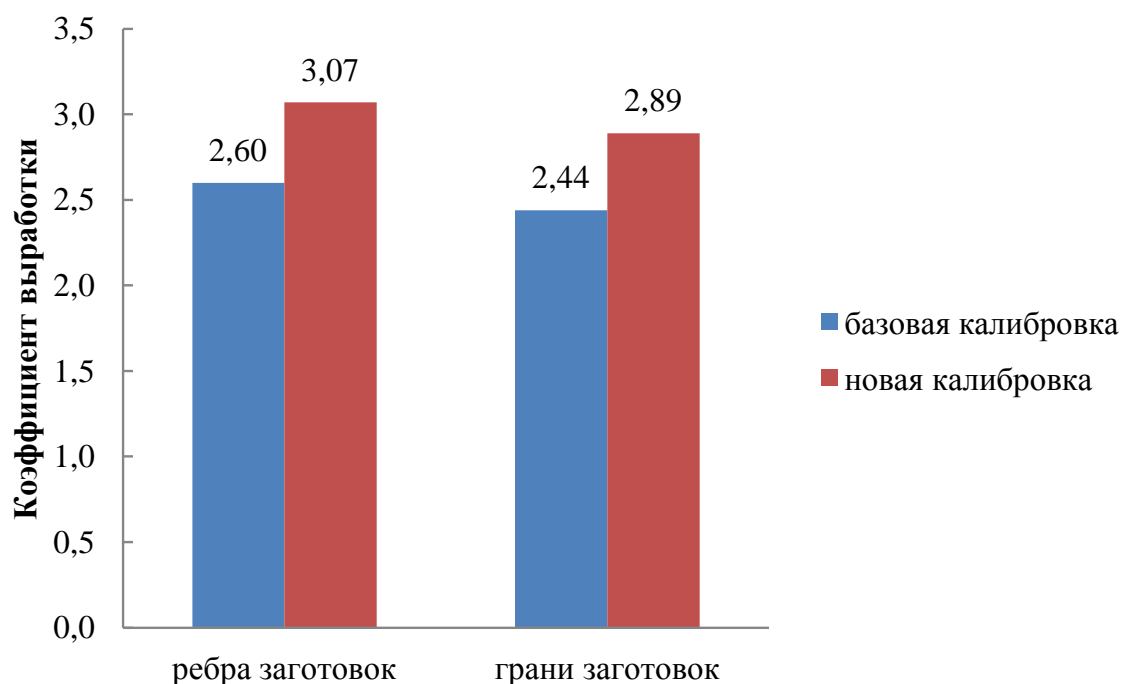


Рисунок 5 – Зависимость выработки поверхностных дефектов заготовок от калибровки черновой группы клетей стана 250-2

Внедрение усовершенствованной калибровки валков в производство позволило увеличить выход годного при производстве конструкционного проката по ГОСТ 10702-78 на 3 %.

Библиографический список

1. Зильберг Ю.В. Формоизменение поверхностных дефектов при прокатке в простых калибрах / Ю.В. Зильберг, С.В. Ревякин // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 1996. – №8 – С. 23-25.
2. Уткин Г.С. Интенсификация выработки поверхностных дефектов при производстве заготовок / Г.С. Уткин [и др.] // *Производство проката*. – 2004. – №4. – С. 18-22.
3. Асанов В.Н. Совершенствование калибровки валков для прокатки круглых

и арматурных профилей / В.Н. Асанов [и др.] // Сталь. – 2008. – №11. – С. 90-91.

4. Егоров В.Д. Выкатываемость дефектов при прокатке крупносортной стали / В.Д. Егоров [и др.] // Сталь. – 1995. – №1. – С. 32-34.

УДК 621.735

МЕТОД РАСЧЁТА ВРЕМЕНИ ГОРЯЧЕЙ ОБРАБОТКИ И ПОДОГРЕВА КУЗНЕЧНОГО СЛИТКА ПРИ ЕГО СВОБОДНОЙ КОВКЕ

БАЗАЙКИНА О.Л., ТЕМЛЯНЦЕВ М.В.

*Сибирский металлургический институт,
г. Новокузнецк, bazayolga@yandex.ru*

Биллетировка и протяжка кузнечных слитков из легированных марок стали диаметром более 0,4 м, производимые на молотах и прессах, проводятся в интервале ковочных температур 840 – 1180 °С и могут потребовать более одной обработки, следовательно, дополнительных подогревов. Обычно на прессовых участках кузнечного производства руководствуются технологическими инструкциями по режимам нагрева слитков. Они рекомендуют длительность и скорость нагрева и охлаждения слитка в зависимости от его размеров и марки стали. Рекомендации составлены на основе производственного опыта ведущих предприятий и расчётов специалистов по термообработке, использующих признанные методы теплотехники или современные компьютерные модели.

В данной работе предложен прямой метод расчёта временных параметров циклического нагрева, дающий возможность непосредственного их определения, основанный на разработанном ранее методе решения задачи для нагрева-охлаждения слитка в виде бруса с сечением в виде правильного многоугольника [1]. Если обозначить x , y – декартовы координаты в плоскости поперечного сечения слитка, τ – время, t – переменную по координатам x , y , τ температуру точки сечения, то можно получить стандартную задачу для уравнения теплопроводности:

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} \right)$$

с граничными условиями III рода, в уравнении a – коэффициент температуропроводности материала слитка, геометрические параметры сечения показаны на рисунке 1. В силу симметрии осевые плоскости, следами которых в сечении слитка являются отрезки ОА и ОВ, теплоизолированы. Тепловой поток перемещается через грани слитка, подчиняясь закону Ньютона.

Задача решается методом разделения переменных, при котором из исходного уравнения выделяется уравнение для только связанных пространств-

венных переменных. Особенность многогранного сечения учитывается именно собственными функциями задачи, зависящими от пространственных координат.

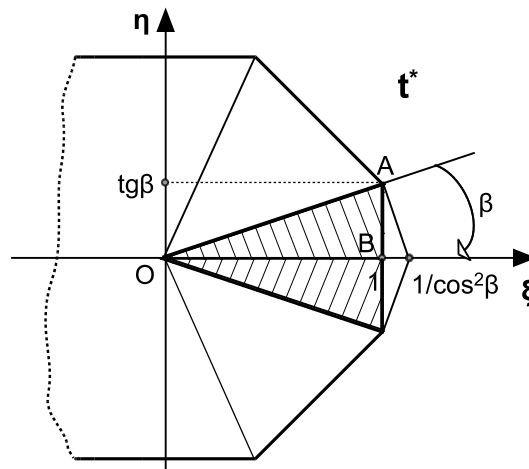


Рисунок 1 – Геометрия сечения кузнечного слитка

После введения безразмерных переменных и постоянных:

$$\xi = \frac{x}{R \cos(\beta)}, \quad 0 \leq \xi \leq 1; \quad \eta = \frac{y}{R \cos(\beta)}, \quad 0 \leq \eta \leq \tan(\beta);$$

$$\phi = \frac{\alpha \tau}{R^2 \cos^2(\beta)}, \quad 0 \leq \phi \leq \infty; \quad Bi = \frac{\alpha R \cos(\beta)}{\lambda}, \quad 0 \leq Bi \leq \infty;$$

$$\theta = \frac{t^* - t}{t^* - t_0}, \quad 0 \leq \theta \leq 1,$$

где переменная ϕ и постоянная Bi являются критериями Фурье и Био соответственно, и применения метода разделения переменных: $\theta(\tau, \xi, \eta) = T(\tau) \cdot \omega(\xi, \eta)$, уравнение теплопроводности разделяется на уравнение Гельмгольца $\frac{\partial^2 \omega}{\partial \xi^2} + \frac{\partial^2 \omega}{\partial \eta^2} + \mu^2 \omega = 0$ и обыкновенное дифференциальное уравнение для функции $T(\tau)$, решение которого имеет вид: $T(\tau) = C \cdot \exp(-\mu^2 \cdot \tau)$. Граничные условия задачи позволили найти собственные значения μ_i и собственные функции $\omega_i(\xi, \eta) = \cos(\mu_i \cdot \cos(\beta) \cdot (\xi + \tan(\beta) \cdot \eta))$ задачи. Для временных множителей использованы собственные числа решения задачи для цилиндра с эффективным радиусом $R_{эфф}$ (обеспечивающим равенство площади поперечного сечения). В результате безразмерная температура $\theta(\phi, \xi, \eta)$ получена в виде разложения в ряд по ортогональным функциям, полученным из собственных функций рассматриваемой задачи:

$$\theta(\phi, \xi, \eta) = \sum_{i=1}^{\infty} b_i \exp(-\nu_i^2 \cdot \phi) \cdot \cos(\mu_i \cdot \cos(\beta) \cdot (\xi + \tan(\beta) \cdot \eta)),$$

коэффициенты b_i находятся методом ортогонализации Грама-Шмидта с использованием пакета Maple компьютерной математики.

Переменное во времени поле физической температуры t в треугольнике ОАВ при охлаждении бруса удобно рассчитывать в размерном времени τ (в часах, минутах) и в безразмерных пространственных координатах ξ , η :

$$t(\tau, \xi, \eta) = t^* + (t_0 - t^*) \cdot \sum_{i=1}^{\infty} b_i \exp(-\nu_i^2 \cdot \phi_0 \cdot \tau) \cdot \cos(\mu_i \cdot \cos(\beta) \cdot (\xi + \tan(\beta) \cdot \eta)),$$

t^* – температура воздушной среды, в которую извлечён слиток, равномерно прогретый в печи до температуры t_0 .

Обозначим τ_0 момент времени, когда температура остывающего с поверхности слитка достигнет предельных значений (840 – 870 °С). Определим для этого момента значение безразмерной температуры

$$\theta(\phi_0, \xi, \eta) = \sum_{i=1}^{\infty} b_i \exp(-\nu_i^2 \cdot \phi_0) \cdot \cos(\mu_i \cdot \cos(\beta) \cdot (\xi + \tan(\beta) \cdot \eta)), \text{ здесь } \phi_0 = \frac{a\tau_0}{R^2 \cos^2(\beta)}.$$

Обозначим c_i числа $b_i \cdot \exp(-\nu_i^2 \cdot \phi_0)$. Найдём соответствующее этому моменту распределение физической температуры по сечению слитка:

$$t_1(\tau_0, \xi, \eta) = t^* + (t_0 - t^*) \cdot \sum_{i=1}^{\infty} c_i \cdot \cos(\mu_i \cdot \cos(\beta) \cdot (\xi + \tan(\beta) \cdot \eta)).$$

Введём переменное во времени и по сечению слитка поле безразмерной температуры – теперь при нагреве слитка – от температуры $t_1(\xi, \eta)$ до температуры t_0 (1150 – 1180 °С), $\theta_1 = \frac{t_0 - t(\tau, \xi, \eta)}{t_0 - t_1(\xi, \eta)}$. Здесь роль начальной температуры слитка играет функция $t_1(\xi, \eta)$, $0 < \theta < 1$. Положим момент времени τ_0 началом отсчёта времени при возвращении слитка в печь с температурой t_0 и заменим функцию $\theta_1(\tau, \xi, \eta)$ функцией $\theta(\tau, \xi, \eta)$. Получим переменное во времени поле физической температуры при подогреве слитка в печи для продолженияковки:

$$t(\tau, \xi, \eta) = t_0 - (t_0 - t_1(\xi, \eta)) \cdot \sum_{i=1}^{\infty} b_i \exp(-\nu_i^2 \cdot \phi \cdot \tau) \cdot \cos(\mu_i \cdot \cos(\beta) \cdot (\xi + \tan(\beta) \cdot \eta)).$$

Рассмотрим пример расчёта. После выдержки при температуре 1175 °С слиток 8-угольного сечения из стали 40ХН подаётся к прессу, его обработка начинается при температуре поверхности 1070 °С и продолжается до температуры 850 °С, обработка не завершена, слиток отправляется на подогрев. Радиус описанной окружности среднего сечения слитка $R = 0,21$ м. Для указанных материалов приняты следующие усреднённые по интервалу температур 400 – 1200 °С значения физических характеристик [2]:

a [м²/с] – коэффициент температуропроводности, $a = 6,9 \cdot 10^{-6}$;

λ_T [Вт/м·°К] – коэффициент теплопроводности, $\lambda_T = 36$;

α [Вт/м²·°К] – коэффициент теплообмена, $\alpha = 120$.

Удерживая первые 8 членов разложения в ряд безразмерной температуры $\theta(\tau, \xi, \eta)$ по функциям ортогонального базиса, получим:

$$Q = 0,00376 \cos(16,1165\xi + 6,6755\eta) \cdot \exp(-17,4445^2 \cdot \tau \cdot 0,6074) - \\ - 0,10272 \cos(2,8361\xi + 1,1747\eta) \cdot \exp(-3,0698^2 \cdot \tau \cdot 0,6074) -$$

$$\begin{aligned}
& - 0,00166\cos(18,7941\xi + 10,8517\eta) \cdot \exp(-20,3427^2 \cdot \tau \cdot 0,6074) + \\
& + 0,02946\cos(5,4442\xi + 2,2550\eta) \cdot \exp(-5,8928^2 \cdot \tau \cdot 0,6074) + \\
& + 1,08237\cos(0,6053\xi + 0,2507\eta) \cdot \exp(-0,6551^2 \cdot \tau \cdot 0,6074) - \\
& - 0,01314\cos(8,0992\xi + 3,3547\eta) \cdot \exp(-8,7665^2 \cdot \tau \cdot 0,6074) + \\
& + 0,00776\cos(10,7672\xi + 4,4598\eta) \cdot \exp(-11,6544^2 \cdot \tau \cdot 0,6074) - \\
& - 0,00452\cos(13,4405\xi + 5,5671\eta) \cdot \exp(-14,5480^2 \cdot \tau \cdot 0,6074).
\end{aligned}$$

Найдём эволюцию температур в трёх характерных точках сечения слитка: на его оси ($\xi = \eta = 0$), на середине грани ($\xi = 1, \eta = 0$), в ребре ($\xi = 1, \eta = 0,414$). Слиток равномерно прогревается до температуры 1070°C , перемещается на воздух с температурой 30°C под пресс и обрабатывается; длительность перемещения и обработки составляет 40 минут. После этого слиток снова перемещается в печь для прогрева до температуры 1070°C .

На рисунке 2 представлены изменения температур характерных точек сечения во времени, нас интересуют лишь $2/3$ первого часа, разрешённые для кузнечной обработки. Рисунок 3 показывает особенности роста температуры в тех же точках во время подогрева слитка.

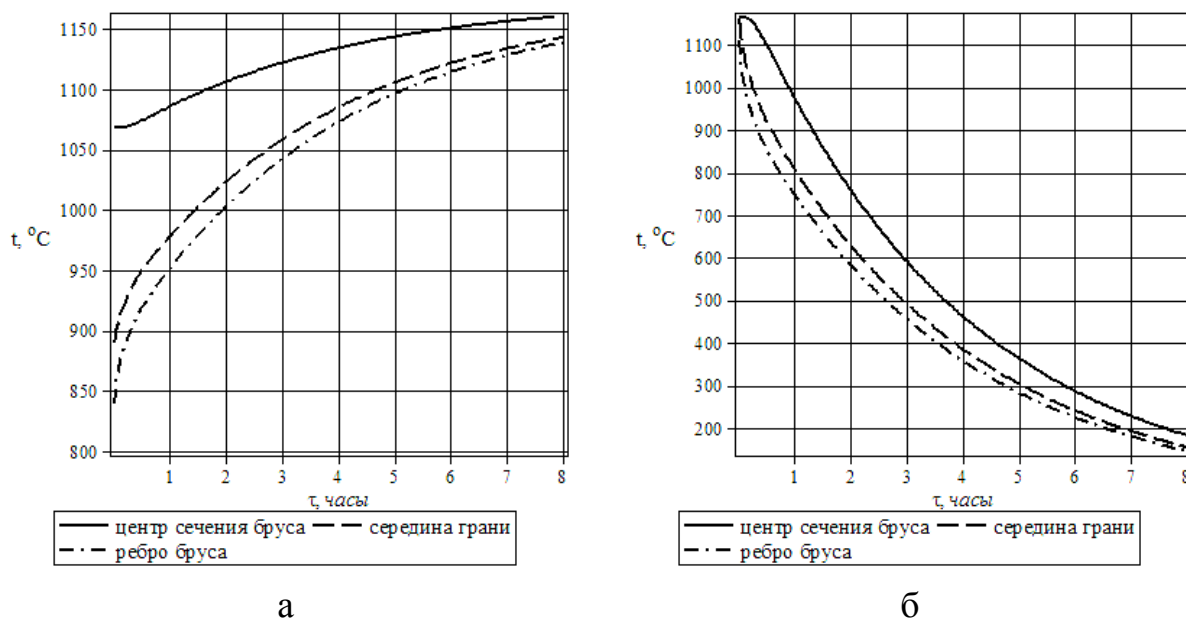


Рисунок 2 – Распределения температур при охлаждении слитка на воздухе (а) и при подогреве слитка в печи (б)

Выводы.

1. В процессе кузнечной обработки градиент температурного поля имеет наибольшие значения, в силу значимых термонапряжений в слитке возникает опасность образования трещин.

2. Несмотря на незначительный перепад (не более 200°C) температур между осью и поверхностью слитка равномерный подогрев до верхней границы интервала ковочных температур требует значительного времени (более 8 часов); его величину можно рассчитать по предлагаемой методике.

Библиографический список

1. Базайкина О.Л. Расчёт нагрева и охлаждения восьмигранных кузнечных слитков при граничных условиях III рода [Текст] / О.Л. Базайкина, М.В. Темлянцев // Известия вузов. ЧМ. – 2011, № 12. С. 29 – 33.
2. <http://sak.ru/reference/material/steel/steel1-2.html> [Сайт].

УДК 621.735

МЕТОД ОЦЕНКИ ТЕРМОНАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ГОРЯЧЕЙ СВОБОДНОЙ КОВКЕ КУЗНЕЧНОГО СЛИТКА

БАЗАЙКИНА О.Л.

*Сибирский металлургический институт,
г. Новокузнецк, bazayolga@yandex.ru*

Для достижения верхней границы интервала ковочных температур слиток подогревается и выдерживается в камерных печах. Из-за неравномерности прогрева в его теле возникают упругие термические напряжения. Термические упругие напряжения при нагреве имеют знаки, обратные термонапряжениям при охлаждении. Технологически важно правильно задать ограничения на скорости нагрева и длительности выдержок при ступенчатом нагреве. В связи со сказанным в данной работе поставлена задача: изучить динамику термонапряжений в процессе нагрева слитка; это позволит соотнести знаки и величины компонент тензора напряжений и оценить опасность их выхода за пределы упругости.

Слиток представляется длинным бруском с поперечным сечением в виде правильного многоугольника; поставим задачу для уравнения теплопроводности в брусе с граничными условиями III рода. Решение задачи $t = t(\tau, x, y)$, где τ – время, а x, y – декартовы координаты в плоскости сечения бруса, переведем в безразмерный вид $\theta(\phi, \xi, \eta)$:

$$\begin{aligned} \xi &= \frac{x}{R \cos(\beta)}, \quad 0 \leq \xi \leq 1; & \eta &= \frac{y}{R \cos(\beta)}, \quad 0 \leq \eta \leq \tan(\beta); \\ \phi &= \frac{\alpha \tau}{R^2 \cos^2(\beta)}, \quad 0 \leq \phi \leq \infty; & Bi &= \frac{\alpha R \cos(\beta)}{\lambda_T}, \quad 0 \leq Bi \leq \infty; \\ \theta &= \frac{t^* - t}{t^* - t_0}, \quad 0 \leq \theta \leq 1. \end{aligned} \quad (1)$$

В обозначениях (1) R – радиус окружности, описанной вокруг сечения бруса, β – половина центрального угла треугольника, из которых составлен многоугольник сечения, α – коэффициент температуропроводности, λ_T – коэффициент теплообмена, t^* – температура печи, t_0 – начальная температура бруса. Используем метод разделения переменных: $\theta(\phi, \xi, \eta) = T(\phi) \cdot \omega(\xi, \eta)$, в результате подста-

новки в уравнение теплопроводности получаем дифференциальное уравнение и его решение для функции $T(\phi)$ безразмерного времени: $T(\phi) = C \cdot \exp(-\mu^2 \cdot \phi)$ и уравнение Гельмгольца [1] для некоторой функции $\omega(\xi, \eta)$ безразмерных пространственных координат сечения бруса:

$$\frac{\partial^2 \omega}{\partial \xi^2} + \frac{\partial^2 \omega}{\partial \eta^2} + \mu^2 \omega = 0,$$

μ – существенно положительная и пока неопределённая постоянная разделения функций $T(\phi)$ и $\omega(\xi, \eta)$.

Решением уравнения Гельмгольца является семейство функций

$$\omega(\xi, \eta) = A \cos(\mu \cdot \cos(\beta) \cdot \xi + \mu \cdot \sin(\beta) \cdot \eta),$$

A – произвольная постоянная, составленная из постоянных h, b . Из граничных условий следует ограничение на μ :

$$\tan\left(\frac{\mu}{\cos(\beta)}\right) = \frac{Bi / \cos^2(\beta)}{\left(\frac{\mu}{\cos(\beta)}\right)},$$

определяющее собственные значения μ_i и собственные функции $\omega_i(\xi, \eta)$ задачи:

$$\omega_i(\xi, \eta) = \cos[\mu_i (\cos(\beta) \cdot \xi + \sin(\beta) \cdot \eta)].$$

Для временного множителя $T(\phi) = C \cdot \exp(-\mu^2 \cdot \phi)$ решения задачи используются собственные числа решения задачи для цилиндра [2] с эффективным радиусом $R_{\text{эфф}}$. Значение последнего находится из условия равенства площадей сечений бруса с m -угольным сечением и цилиндра:

$$R_{\text{эфф}} = R \cdot \sqrt{\frac{2\pi / m}{\sin(2\pi / m)}}.$$

Произведя ортогонализацию семейства собственных функций и используя начальное условие задачи, находим зависящее от времени поле безразмерной температуры θ в теле бруса:

$$\theta(\phi, \xi, \eta) = \sum_{i=1}^{\infty} b_i \exp(-\nu_i^2 \cdot \phi) \cdot \cos(\mu_i \cdot (\cos(\beta) \cdot \xi + \sin(\beta) \cdot \eta)).$$

Положим, что напряжённое состояние окрестности материальной точки как реакция на переменное во времени температурное поле формируется мгновенно, так что для каждого момента времени τ неоднородное температурное поле можно считать квазистационарным, а модуль Юнга зависящим от температуры как параметра: $E = E(t) = E[t^* - (t^* - t_0) \cdot \theta]$. Для термических напряжений необходимо рассмотреть задачу плоской деформации, что предполагает отсутствие смещений вдоль оси бруса. Обозначим $(u(\xi, \eta), v(\xi, \eta))$ поле вектора смещений, обусловленных действием термонапряжений. Урав-

нения равновесия в перемещениях для плоской задачи термоупругости образуют систему уравнений [2], что для бруса с боковой поверхностью, свободной от нормальных и касательных вдоль оси Z напряжений, позволяет компоненты тензора термоупругих напряжений представить через смещения (λ – коэффициент Пуассона материала бруса, γ – коэффициент линейного термического расширения):

$$\begin{aligned}\sigma_x &= \frac{E(t)}{1+\lambda} \left[\frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\lambda}{1-2\lambda} \cdot \left(\frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} \right) - \frac{1+\lambda}{1-2\lambda} \cdot \gamma \cdot (t_o - t^*) \cdot \theta \right], \\ \sigma_y &= \frac{E(t)}{1+\lambda} \left[\frac{\partial v}{\partial y} + \frac{\lambda}{1-2\lambda} \cdot \left(\frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} \right) - \frac{1+\lambda}{1-2\lambda} \cdot \gamma \cdot (t_o - t^*) \cdot \theta \right], \\ \tau_{xy} &= \frac{E(t)}{2(1+\lambda)} \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \right), \\ \sigma_z &= \lambda(\sigma_x + \sigma_y) - \frac{E(t)}{1-\lambda} \cdot \gamma \cdot (t_o - t^*) \theta.\end{aligned}$$

Для смещений, зависящих от безразмерных координат ξ и η , получаем систему двух неоднородных дифференциальных уравнений в частных производных:

$$\begin{aligned}2(1-\lambda) \frac{\partial^2 u}{\partial \xi^2} + (1-2\lambda) \frac{\partial^2 u}{\partial \eta^2} + \frac{\partial^2 v}{\partial \eta \partial \xi} &= \\ = -2R(1+\lambda) \cdot \gamma \cdot (t_o - t^*) \cdot \cos \beta \cdot \sum_{i=1}^{\infty} a_i \mu_i \sin(\cos \beta \cdot \mu_i \cdot \xi + \sin \beta \cdot \mu_i \eta), \\ (1-2\lambda) \frac{\partial^2 v}{\partial \xi^2} + 2(1-\lambda) \frac{\partial^2 v}{\partial \eta^2} + \frac{\partial^2 u}{\partial \eta \partial \xi} &= \\ = -2R(1+\lambda) \cdot \gamma \cdot (t_o - t^*) \cdot \sin \beta \cdot \sum_{i=1}^{\infty} a_i \mu_i \sin(\cos \beta \cdot \mu_i \cdot \xi + \sin \beta \cdot \mu_i \eta).\end{aligned}$$

Смешанные граничные условия к этим уравнениям таковы. Для смещений – это требование нулевых значений на оси бруса:

$$u(\xi, \eta) \Big|_{\xi=0} = v(\xi, \eta) \Big|_{\eta=0} = 0.$$

Для напряжений: на оси бруса значения σ_x и σ_y должны совпадать: $\sigma_x(\xi, \eta) \Big|_{\xi=0} = \sigma_y(\xi, \eta) \Big|_{\eta=0}$; грань бруса должна быть свободной от

напряжений: $\sigma_x(\xi, \eta) \Big|_{\xi=1} = 0$; на оси бруса касательные напряжения должны

$$\text{быть равны нулю: } \tau_{xy}(\xi, \eta) \Big|_{\xi=0} = 0.$$

Общее решение указанной задачи можно представить в виде суммы общего решения $(\hat{u}(\xi, \eta), \hat{v}(\xi, \eta))$ соответствующей однородной системы и какого-либо частного решения $(\bar{u}(\xi, \eta), \bar{v}(\xi, \eta))$ системы. Решение задачи получим, уточняя неопределённые коэффициенты общего решения, удовлетво-

ряющие граничным условиям.

Представим пространственную часть $\theta(\xi, \eta)$ поля безразмерных температур θ несколькими членами разложения функции $\theta(\xi, \eta)$ в ряд Тейлора:

$$\theta(\xi, \eta) = \sum_{i=1}^{\infty} a_i \cos(\cos \beta \cdot \mu_i \cdot \xi + \sin \beta \cdot \mu_i \cdot \eta) \approx \sum_{i=1}^{\infty} a_i - \frac{1}{2} \cos^2 \beta \cdot \sum_{i=1}^{\infty} a_i \mu_i^2 \cdot \xi^2 - \frac{1}{2} \sin^2 \beta \cdot \sum_{i=1}^{\infty} a_i \mu_i^2 \cdot \eta^2.$$

Соответствующие компоненты тензора упругих термических напряжений напряжения, удовлетворяющие указанным выше смешанным граничным условиям, с учётом приближённого представления функции $\theta(\xi, \eta)$, имеют вид:

$$\sigma_x = \frac{E(t)}{2(1-\lambda)} \cdot \gamma \cdot (t_o - t^*) \cdot \sum_{i=1}^{\infty} a_i \mu_i^2 \cdot \left[\sin^2 \beta \cdot \cos^2 \beta \cdot (\xi^2 - 1) + \sin^4 \beta \cdot \eta^2 \right],$$

$$\sigma_y = \frac{E(t)}{2(1-\lambda)} \cdot \gamma \cdot (t_o - t^*) \cdot \sum_{i=1}^{\infty} a_i \mu_i^2 \cdot \left[\sin^2 \beta \cdot \cos^2 \beta \cdot (\eta^2 - 1) + \cos^4 \beta \cdot \xi^2 \right],$$

$$\tau_{xy} = -\frac{E(t)}{2(1-\lambda)} \cdot \gamma \cdot (t_o - t^*) \cdot \sum_{i=1}^{\infty} a_i \mu_i^2 \cdot \sin \beta \cdot \cos \beta \left[\cos^2 \beta \cdot \xi^2 + \sin^2 \beta \cdot \eta^2 \right],$$

$$\sigma_z = \frac{E(t)}{1-\lambda} \cdot \gamma \cdot (t_o - t^*) \left[\lambda (\cos^2 \beta \cdot \xi^2 + \sin^2 \beta \cdot \eta^2 - \cos^2 \beta \cdot \sin^2 \beta) \sum_{i=1}^{\infty} a_i \mu_i^2 - \sum_{i=1}^{\infty} a_i \right].$$

Приложение. В камерную печь, прогретую до температуры $t^* = 1200$ °С, загружается стальной слиток 8-гранного сечения с начальной температурой $t_o = 30$ °С. Радиус описанной окружности среднего по длине слитка сечения $R = 0,26$ м, его длина без прибыльной части $L = 1,2$ м. Приняты следующие усреднённые по интервалу температур 300 – 1200 °С значения теплофизических характеристик [3]:

a [м²/с] – коэффициент температуропроводности, $a = 6,80 \cdot 10^{-6}$;

λ_r [Вт/м·°К] – коэффициент теплопроводности, $\lambda_r = 35$;

α [Вт/м²·°К] – коэффициент теплообмена, $\alpha = 110$;

γ [1/°К] – коэффициент линейного термического расширения, $\gamma = 13,8 \cdot 10^{-6}$;

λ – коэффициент Пуассона, $\lambda = 0,32$.

Принята линейная зависимость модуля упругости E [ГПа] от безразмерной температуры: $E(\theta) = 210 - 0,15 \cdot [1200 - 1170 \cdot \theta]$.

Для определения поля безразмерных температур θ были рассчитаны значения безразмерных параметров – критерия $Bi = \alpha R \cos \beta / \lambda_r = 0,755$ и переменного критерия $Fo = \alpha \tau / (R^2 \cos^2 \beta) = 0,00707 \tau$, значение $Fo = 0,00707$ соответствует одной минуте от момента начала помещения слитка в печь. Методика расчёта собственных чисел задачи v_i и μ_i изложена в работе [1]. Приближение поля $\theta(\tau, \xi, \eta)$, рассчитанное в системе Maple 14 компьютерной математики, удерживает 8 первых членов ряда.

На рисунке 1 представлены развёртки во времени окружной нормальной компоненты σ_y тензора напряжений как наиболее заметной из нормальных напряжений и касательной компоненты τ_{xy} . Наиболее выражены сжи-

мающие окружные напряжения на поверхности слитка, они достигают значений предела текучести материала (400 – 600 МПа, в зависимости от марки стали и температуры). Локальные экстремумы напряжений (через 25 минут после начала нагрева) достигаются при максимальном перепаде температур между осью (200 °С) и ребром (500 °С) слитка. Однако эти напряжения – сжимающие и не могут быть инициатором локального разрушения материала.

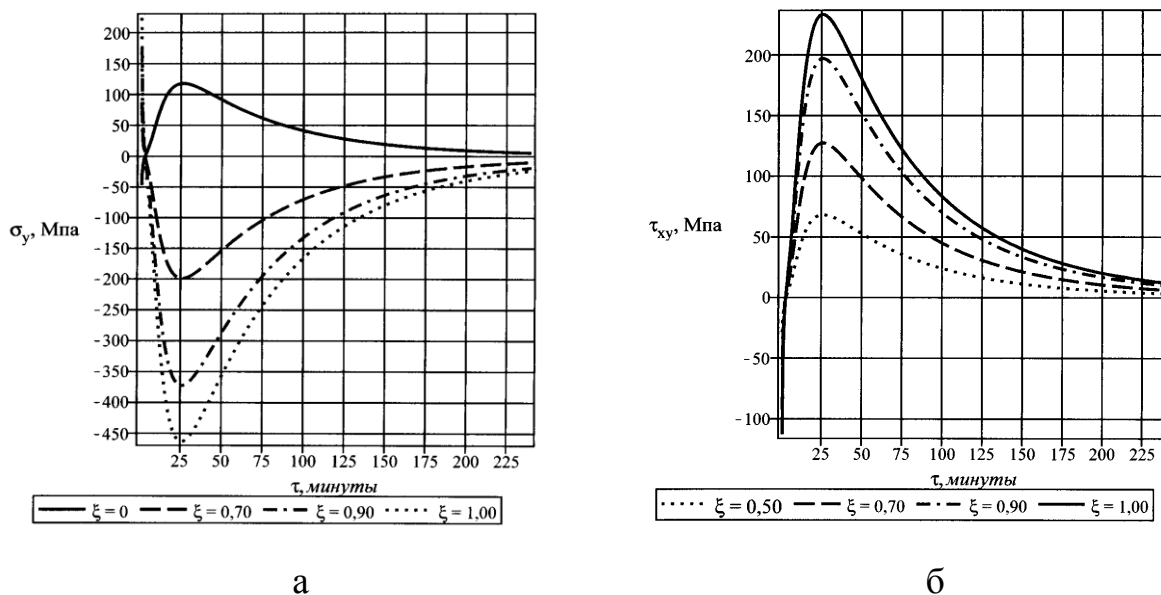


Рисунок 1 – История нормальной компоненты σ_y (а) и касательной компоненты τ_{xy} (б) в различных слоях слитка при его нагреве в камерной печи

Самая большая по абсолютным значениям компонента тензора термических напряжений – осевая σ_z . Это напряжение максимально в самом начале нагрева (около 5000 МПа) и стремится к нулю по мере выравнивания температуры по сечению слитка. То, что компонента σ_z на порядок значительнее остальных компонент тензора напряжений, является следствием принятой в анализе схемы плоской деформации (только искусственное сдерживание осевых смещений обеспечивает наблюдаемую для длинных слитков независимость температуры и напряжений от осевой координаты z).

Выводы. Окружные напряжения σ_y в приповерхностных слоях цилиндра при нагреве являются сжимающими, а их абсолютные значения превышают абсолютные значения растягивающих напряжений в центре сечения. Следовательно, при кузнечной обработке (остывающего слитка) термонапряжения сменяют знаки. Существует момент времени при быстром остывании массивного слитка такой, что значения окружных напряжений могут превысить предел текучести материала и привести к образованию поверхностных продольных трещин.

Библиографический список

1. Базайкина О.Л. Расчёт нагрева и охлаждения восьмигранных кузнечных слитков при граничных условиях III рода [Текст] / О.Л. Базайкина, М.В. Темлянцев // Известия вузов. ЧМ. – 2011, № 12. С. 29 – 33.
2. Мелан Э. Термоупругие напряжения, вызываемые стационарными температурными полями [Монография] / Э. Мелан и Г. Паркус // М.: ГИФМЛ. – 1958. – 165 с.
3. <http://sac.ru/reference/material/steel/steel1-2.html> [Сайт].

УДК 621.771

ПРОИЗВОДСТВО ГОРЯЧЕКАТАНЫХ ШАРОВ ДИАМЕТРОМ 93 ММ

Филиппова М.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, filipova_mv@mail.ru*

Горячекатанные шары производят в шаропрокатном цехе ОАО «Гурьевский металлургический завод», который включает два одинаковых шаропрокатных комплекса, предназначенных для прокатки мелющих шаров.

В каждый комплекс входят:

- проходная нагревательная методическая печь с роликовым подом;
- механизмы загрузки и выгрузки печи;
- две рабочие линии, каждая из которой имеет в своём составе приёмный стол, вталкиватель, рабочую клетку и ковшевой конвейер;
- закалочное устройство.

Для окончательной термической обработки (низкотемпературного отпуска) в среднем пролёте корпуса № 2 установлена электропечь рольганговая СРО 16.320.6 / 2,5.

Процесс прокатки мелющих шаров происходит следующим образом. Заготовка для шаров, горячекатаные прутки круглого сечения длиной 4 м, подаётся на стол загрузочного устройства и при помощи дозатора выравнивающего рольганга раскатывается в один ряд, затем пакетами по 5 – 18 штанг (в зависимости от диаметра заготовки) одновременно подаётся на печной рольганг.

Нагрев заготовок производится в двух одинаковых по конструкции проходных нагревательных печах с роликовым подом. Заготовки передвигаются в печи двумя параллельными рядами. Тепловой режим работы печи по зонам устанавливается с таким расчётом, чтобы температура металла перед прокаткой находилась в пределах 950 – 980 °С.

Нагретые заготовки выдаются из печи поочерёдно с помощью тянущего устройства (трайб-аппарата), состоящего из ведущего и двух прижимных роликов, передаются к клетке шлепперами переднего стола и скатываются в

приёмный жёлоб стола при открытой крышке жёлоба. Затем крышка жёлоба закрывается, и заготовка фрикционным вталкивателем подаётся к рабочей клетки.

Рабочая клеть предназначена для прокатки шаров методом поперечно-винтовой прокатки. Прокатка осуществляется с помощью двух валков, вращающихся в одинаковом направлении. Валки, изготовленные из износостойкой стали, имеют однозаходные или многозаходные винтовые калибры. В зависимости от калибровки за каждый оборот прокатывается количество шаров, равное числу заходов винта. [1,2].

Заготовка, попадая в калибр, начинает вращаться и, продвигаясь по оси прокатки, постепенно обжимается, приобретая форму шара, соединённого перемычкой с остальной частью прутка. На выходе из межвалкового зазора полностью отделяется.

Одновременно валки захватывают новую порцию металла, и процесс прокатки протекает непрерывно, пока не прокатается весь пруток.

Горячие шары после прокатки на стане по наклонным решёткам скатываются на ковшовый конвейер закалочного устройства. Ковшевой конвейер состоит из металлических ковшей, закрепленных на цепи. Из ковшевого конвейера шары высыпаются во вращающийся барабан первого закалочного устройства.

Закалочное устройство имеет вращающийся барабан с внутренними винтовыми витками и коллектор подачи закалочной среды (воды). При вращении барабана шары перекатываются по его поверхности, охлаждаясь при этом струями воды, подаваемой из коллектора, и перемещаются шнековым устройством (винтовыми витками) в осевом направлении в сторону выдачи. В концевой части барабана вода через отверстия в стенке барабана отводится по трубам в оборотный технический цикл, а шары через приёмный лоток скатываются в контейнеры или попадают в ковшовый конвейер второй ступени закалки шаров.

При двухстадийной закалке после первого закалочного устройства шары скатываются на горизонтально расположенный ковшевой конвейер. При транспортировании их до закалочного ротора (роторного элеватора) второй закалочной ступени происходит выравнивание температуры шаров по сечению, а при необходимости, падение температуры до необходимой.

Для обеспечения необходимой температуры шаров перед попаданием их в ротор предусмотрена система принудительного воздушного охлаждения, регулировка которой осуществляется при помощи запорной арматуры.

Длительность охлаждения шаров в барабане регулируется скоростью вращения барабана, интенсивностью подачи в барабан охлаждающей воды, и зависит от температуры воды, качества исходной прокатанной заготовки (макроструктуры и теплоемкости исходной стали) и конечной, требуемой твердости шаров.

С ковшевого конвейера шары скатываются в роторный элеватор второй ступени закалки, где происходит окончательная закалка шаров.

Роторный элеватор второй ступени закалки состоит из вращающегося ротора с расположенными по его окружности полками для приёма шаров, коллектора подачи воды и ёмкости для ее хранения. При вращении роторного элеватора, шары, находящиеся на полках, охлаждаются в закалочной среде ёмкости. При необходимости понижения температуры шаров предусмотрено барбатирование закалочной среды (воды) сжатым воздухом.

Прокатанные шары должны соответствовать третьей или четвёртой группе твёрдости ГОСТ 7524-89 «Шары стальные мелющие для шаровых мельниц» и ТУ 1171-078-00186223-2007.

Контрольная проверка шаров (твёрдость поверхности, объемная твёрдость макроструктура и ударостойкость) производится лаборантом ОТК после остывания всей партии в экспресс-лаборатории.

Для изучения возможностей прокатки шаров большого диаметра была проведена исследовательская работа по определению усилий прокатки шаров диаметром 93 мм на шаропркатном стане. Калибровка для прокатки исследуемого шара – однозаходная. Для замера силовых параметров прокатки использовали месдозы, которые устанавливали под нажимные винты прокатного стана. После усиления сигналы от месдоз записывали на пленке осциллографа.

Осциллограмма усилий прокатки представлена на рисунке 1 и представляет собой пилообразные кривые изменения усилия прокатки. При каждом полном обороте вала изменение усилия на осциллограмме имеет два максимума.

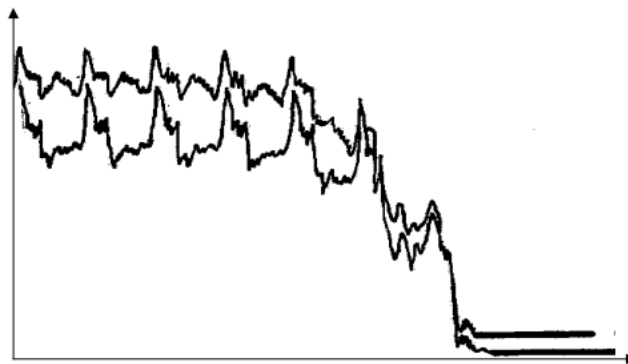


Рисунок 1 – Осциллограмма усилий при прокатке шаров.

При вращении валков с начала внедрения реборды вала в металл происходит увеличение усилия до угла поворота 240 °С, далее происходит отделение предыдущего шара от штанги и резкое уменьшение усилия. После чего при повороте вала на 285 °С шар калибруется с небольшим увеличением усилия и при дальнейшем повороте вала на 360 °С шар выходит из валков с незначительным уменьшением усилия.

Далее цикл прокатки повторяется с изменением усилия за каждый оборот вала и выбросом одного шара.

Для анализа влияния температуры и скорости на усилие прокатки бы-

ли проведены экспериментальные исследования на шаропрокатном стане. При проведении исследований использовали метод планирования экспериментов [3].

В качестве факторов (независимых переменных) выбирали:

X1 – температура прокатки, °С;

X2 – скорость прокатки, об/мин.

Локальная область определения факторов устанавливали исходя из производственных условий. Варьирование факторов проводили на двух уровнях. Величина варьирования факторов и их значения в натуральном масштабе на основном верхнем и нижнем уровнях приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Планирование эксперимента при определении усилий прокатки

Факторы	Температура прокатки, °С	Скорость прокатки, об./мин
Основной уровень, X_i	975	55
Интервал варьирования, Δx	75	25
Верхний уровень, $X_i=+1$	1050	80
Нижний уровень, $X_i=-1$	900	30

При двухфакторном эксперименте необходимо провести 4 опыта. После реализации опытов можно построить следующую линейную модель

$$Y = \epsilon_0 + \sum_{i=1}^2 b_i X_i \quad (1)$$

План эксперимента в кодовом и натуральном масштабе, а также результаты экспериментов приведены в таблице 2. Каждый опыт проводили 3 раза. Средние значения из 3 опытов приведены в последнем столбце таблицы 2.

Таблица 2 – План и результаты экспериментов

Номер опыта	Кодовый масштаб			X1X2	Натуральный масштаб		Среднее усилие прокатки, У
	X ₀	X ₁	X ₂		x ₁	x ₂	
1	+	+	+	+	1050	80	610
2	+	-	+	-	900	800	660
3	+	+	-	-	1050	30	430
4	+	-	-	+	900	30	470

Коэффициенты регрессии рассчитывали по зависимости

$$b_i = \frac{\sum X_i \cdot Y_i}{N} \quad (2)$$

где N – количество опытов.

После расчетов получили следующие коэффициенты регрессии:

$$b_0 = 542,5; b_1 = -22,5; b_2 = 92,5; b_{12} = -2,5.$$

Проверка статистической значимости коэффициентов регрессии показала, что значение коэффициента парного взаимодействия b_{12} является незначимым.

Таким образом, после реализации эксперимента получили линейное уравнение регрессии в кодовом масштабе

$$Y = 542,5 - 22,5X_1 + 92,5X_2. \quad (3)$$

Проверка адекватности модели по критерию Фишера показала, что гипотеза об адекватности модели не отвергается.

При анализе модели следует отметить, что все соображения о направлении и силе влияния факторов можно отнести только для выбранного интервала опытов. В этом интервале опытов на усилие прокатки шаров наиболее сильное влияние оказывает скорость прокатки (X_1), влияние температуры в этом интервале менее значительное (X_2).

В натуральном масштабе уравнение (3) можно записать в виде

$$Y = 631,5 - 0,3x_1 + 3,7x_2, \text{ или}$$

$$P = 631,5 - 0,3t + 3,7n, \quad (4)$$

где P – усилие прокатки, кН; t – температура прокатки, °С; n – скорость прокатки, об/мин.

На рисунке 3 приведен график изменения усилия прокатки от скорости для температур 900 – 1050°С.

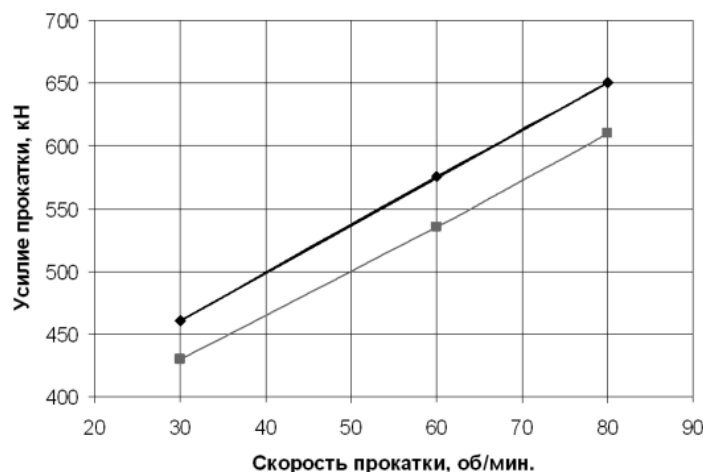


Рисунок 3 – Усилие прокатки при температуре 900°С (верхняя прямая линия) и температуре 1050°С (нижняя прямая линия)

Из рисунка видно, что с увеличением скорости деформации и понижением температуры усилие прокатки возрастает. Однако усилие прокатки не превышает допустимого значения. Таким образом, на существующем шаропрокатном стане при скоростях прокатки 30 и 60 об./мин без перегрузки по усилиям можно прокатывать шары диаметром 93 мм.

Библиографический список

1. Специальные прокатные станы/ А.И. Целиков, М.В. Барбарин, М.В. Васильчиков и др.-М.: Металлургия, 1971, -336 с.
2. Поперечная прокатка в машиностроении/ В.С. Смирнов, В.П. Анисифоров, М.В. Васильчиков и др.- М.: Машгиз, 1957, -376 с.
3. Новик Ф.С. Оптимизация процессов технологии металлов методами планирования экспериментов / Ф.С. Новик, Я.Б. Арсов. – М.: Машиностроение; София: Техника, 1982. – 304 с.

УДК 621.777

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЛИСТОТАМПОВАННЫХ ДЕТАЛЕЙ СЛОЖНОЙ ФОРМЫ ДЛЯ НУЖД КОСМИЧЕСКОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ

БЕР В.И., СИДЕЛЬНИКОВ С.Б., ИВАНОВ А.Г.

*Сибирский федеральный университет,
г. Красноярск, vancho99@mail.ru*

В настоящий момент при изготовлении деталей космического машиностроения необходимо изготавливать плавные гибы прямоугольных полых изделий (волноводов). В настоящее время эту проблему решают с помощью использования угловых вставок и пайки (рисунок 1), в результате чего увеличивается трудоемкость процесса, возникают дополнительные экономические затраты, а качество сварного шва ухудшает распространение СВЧ- волн внутри волновода, что ведет к его разогреву.

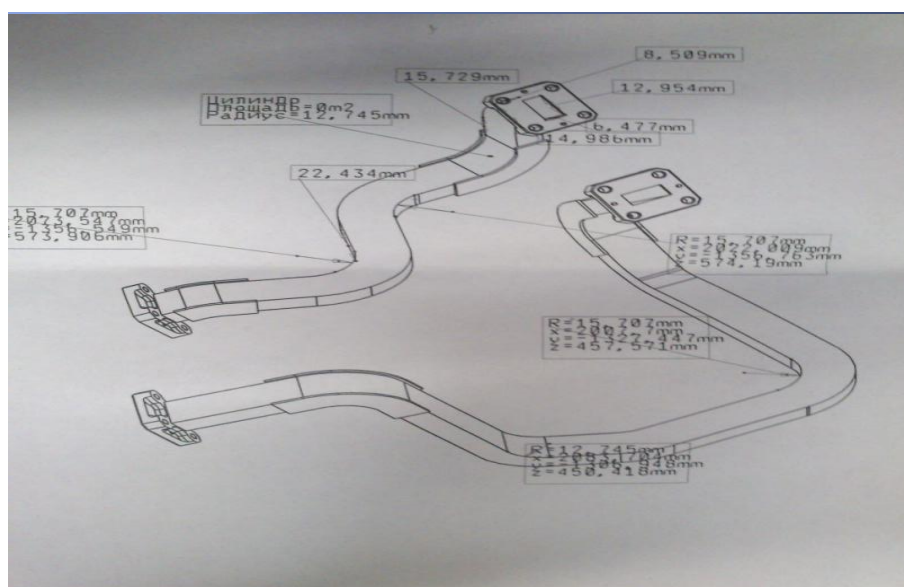


Рисунок 1 – Форма волноводов

Таким образом, актуальным является разработка новых технологий гибки волноводов, имеющих малую толщину стенки и сечение прямоугольной формы.

Проведен анализ научной литературы и сравнение эффективности существующих на данный момент способов гибки.

Одной из наиболее распространенных является схема гибки с шарнирной оправкой (рисунок 2, а). Данный способ предназначен больше для гибки волноводов круглого сечения.

Перспективной для гибки волноводных труб с сохранением жестких допусков на внутренние размеры является схема гибки в закрытой штампе с постоянной матрицей (рисунок 2, б). С помощью которого возможно осуществлять гибку как круглого, так и прямоугольного сечения.

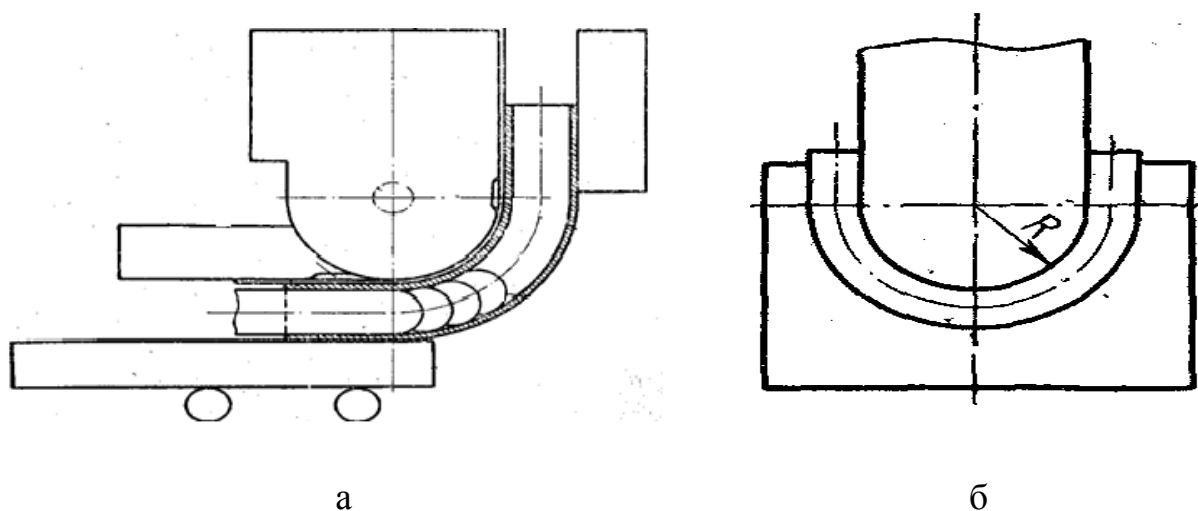


Рисунок 2 – Схемы гибки: а - волноводной трубы в закрытом штампе с постоянной матрицей; б - с шарнирной оправкой

На основе рассмотренных схем в работе был предложен способ осуществления данной операции, который позволяет осуществлять гибку прямоугольных волноводов на угол 90-120 градусов и исключить недостатки существующих методов.

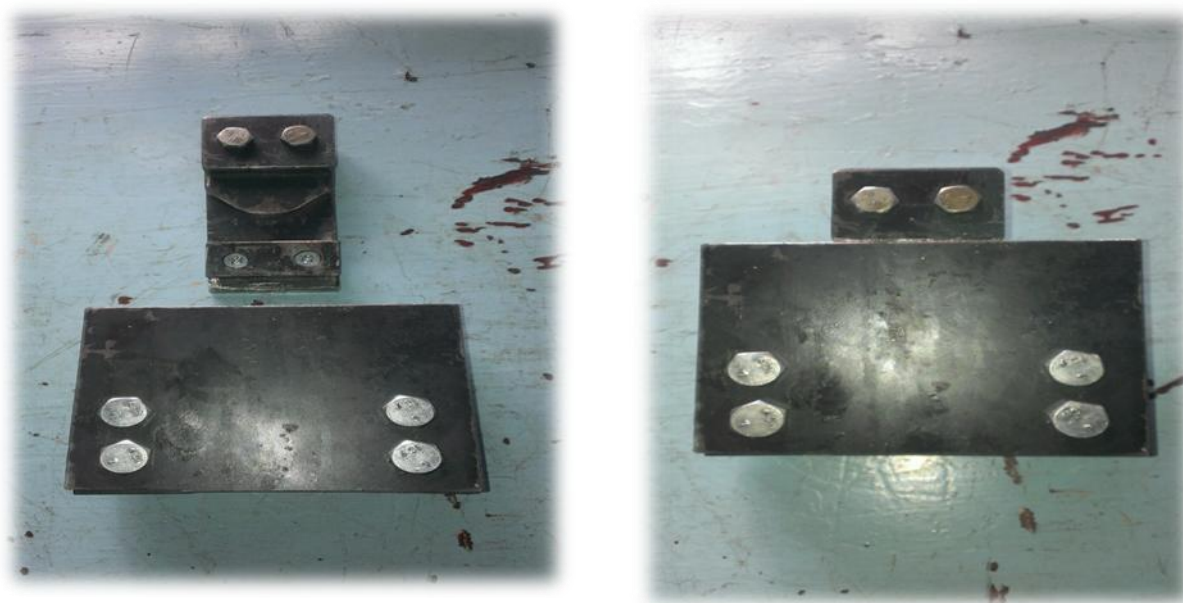
Для уменьшения величины неоднородности, вносимой изгибом, необходимо обеспечить постоянство геометрии полости волновода и высокую чистоту токонесущих поверхностей по всей длине изгиба.

Получение плавных изгибов осуществляется двумя методами. В первом методе гибки не используют наполнители, а во втором в качестве заполнителя объема заготовки используют сыпучие и пластические материалы; металлы и сплавы с низкой температурой плавления; упругие стальные пластины; шарнирные оправки; жесткие калибрующие оправки.

На рисунке 3 представлена конструкция установки, которая была разработана и собрана в лаборатории кафедры ОМД ИЦМиМ СФУ в ходе выполнения исследовательских работ и на которой осуществлялись поисковые работы.

Проведенные исследования позволили выявить основные технологические параметры для осуществления процесса гибки, типы наполнителей и способы их удаления из готового изделия, а также деформационные режимы обработки тонкостенных заготовок. Пример полученного изделия приведен на рисунке 4.

Таким образом, проведенные исследования показали, что гибку прямоугольных заготовок из алюминиевых сплавов типа АД31 с малой толщиной стенки (до 0,6 мм) можно проводить на угол до 120 градусов. Для получения углов порядка 90 градусов необходимо проводить дополнительные исследования и, возможно, использовать более пластичные сплавы.



а

б

а – верхнее положение пуансона; б – нижнее положение пуансона

Рисунок 3 – Установка для гибки волноводов



Рисунок 4 – Вид экспериментального образца волновода

РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ЛИТЕЙНОГО АГРЕГАТА СЛИПП, РЕАЛИЗУЮЩЕГО МЕТОД СОВМЕЩЁННОГО ЛИТЬЯ И ПРОКАТКИ-ПРЕССОВАНИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ПРЕСС-ИЗДЕЛИЙ ИЗ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ

СИДЕЛЬНИКОВ С.Б., ПИСКАЖОВА Т.В.,
БЕЛОЛИПЕЦКИЙ В.М., ЯКИВЬЮК П.Н.

*Сибирский федеральный университет
Институт цветных металлов и материаловедения
г. Красноярск, PavelYakivuyuk@yandex.ru*

Объектом исследования является литейный комплекс СЛИПП, реализующий метод совмещённого литья и прокатки-прессования [RU 2457914 С1] и состоящий из печи для приготовления сплава, раздаточного лотка, прокатной клетки, приемного устройства для заготовок в виде прутка $d 9,5$. В установку СЛИПП (рисунок 1) поступает жидкий металл (горячая заготовка) после раздаточного желоба. Установка прессует металл сечением 20×10 мм (40×20) при помощи двух валков и матрицы в пруток $d 9,5$. Полученный пруток направляется на накопитель.

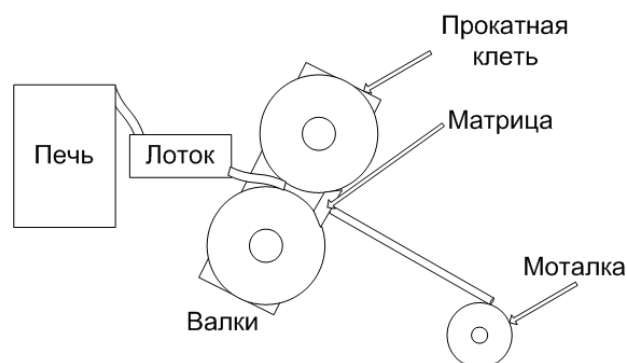


Рисунок 1 – Узлы агрегата СЛИПП

В настоящее время в ИЦМиМ на кафедре ОМД разработан и смонтирован для производства в ручном режиме алюминиевой катанки из алюминиевых сплавов литейный агрегат СЛИПП. Для промышленной эксплуатации установки необходимо автоматизировать работу агрегата. Для этого необходимо создать математическую модель агрегата.

Моделирование литейно-прокатных установок в целом для задач управления представлено в ограниченном объёме и направлено на управление параметрами в отдельных узлах (модель натяжения между клетями, регулирование ширины прокатываемого листа...) [2]. Имеются модели, описывающие тепловое и напряженно-деформированное состояния узла деформации и кристаллизации. Эти модели разрабатывались с целью подбора пара-

метров узла прессования для получения алюминиевой катанки необходимого качества [3].

Для решения задач управления необходимо создать математическую модель, которая позволит рассчитать - визуализировать процесс и отладить алгоритмы управления на виртуальной модели. Также упрощенные уравнения могут работать непосредственно в алгоритмах АСУТП.

Моделирование

Имеется три значительно различающихся с точки зрения автоматического управления режима работы установки:

1) Пусковой режим, когда металл в печи расплавлен и нагрет до нужной температуры и начинает выливаться в лоток, первый элементарный объем проходит по лотку и закрепляется в накопителе.

2) Квазистационарный режим, с момента закрепления начала прутка в накопителе, с постоянной скоростью вращения валков и постоянным зазором между валками.

3) Нестационарный режим прокатки, с изменением во время процесса скорости вращения валков.

Начнем с моделирования и расчетов 2 режима, как наиболее простого для моделирования и в то же время создающего базу для расчетов 1 и 3 режимов. Автоматическое управление в режиме 2 должно обеспечить постоянный расход металла, одинаковый во всех узлах установки, заданные температуры на входе в прокатную клетку, заданный температурный режим в узле прессования, заданную температуру прутка на выходе из матрицы, обеспечить скорость вращения моталки, соответствующую расходу металла. Расход металла задается установленными параметрами прокатной клетки.

Общую структуру модели для управления можно представить так (рисунок 2):

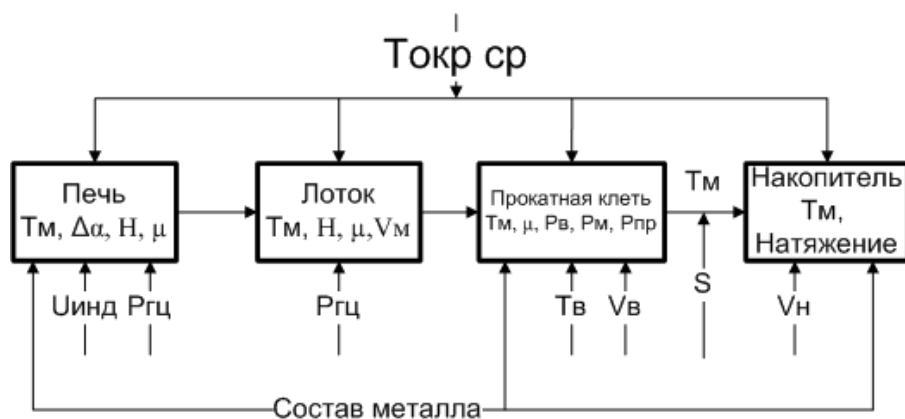


Рисунок 2 – Блок-схема разрабатываемой модели

В блок-схеме можно выделить 4 узла: печь, лоток, прокатный участок, узел охлаждения, моталка. Каждый узел обладает своим набором параметров. Возмущающим воздействием для всех узлов агрегата является температура окружающей среды $Tокp. ср$. Следует также помнить, что параметры

напрямую зависят от состава металла, поэтому для каждого состава (сплава) необходимо подобрать свой технологический режим работы установки. Изменение температуры металла в печи T_M осуществляется с помощью изменения напряжения индуктора $U_{инд}$. Угол наклона печи $\Delta\alpha$ зависит от давления в пневмоцилиндре $P_{ци}$. Уровнем металла в лотке H управляем изменением скорости подъёма печи. На температуру металла в прокатной клети T_M можно повлиять изменением температуры валков T_v . На прессовое усилие $P_{пр}$ – изменением скорости вращения валков V_v . На температурный режим охлаждения прутка после выхода из матрицы влияет расстояние от матрицы до накопителя S . Необходимо помнить, что для удовлетворительного качества продукта кристаллизация металла должна происходить в очаге деформации валков, поэтому существуют ограничения на изменения скорости валков V_v и их температуры T_v .

В разрабатываемой модели для управления предполагается вычисление в контрольных точках таких параметров как температура металла, скорость прохождения металла, объём металла.

В качестве примера приведём модель второго узла – лотка.

Моделирование переменных металла при движении в лотке

Расчёт температуры металла в лотке может осуществляться по уравнению переноса тепла в несжимаемой жидкости [4]:

Для единичного объёма (1м^3) имеем уравнение

$$\frac{\partial T_M}{\partial t} + V_M \cdot \frac{\partial T}{\partial x} = \frac{\lambda}{\rho \cdot c} \cdot \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} - K_{M-B}(T_M - T_B) - K_{M-ЛОТ}(T_M - T_{ЛОТ})$$

Но так как необходимо ещё контролировать уровень металла в лотке H_M , рассмотрим уравнение с массой на 1 см длины перемещения (x), т.е.

$$M_M = H_M \cdot 0,01 \cdot \rho \cdot ШЛ$$

где ШЛ – ширина лотка

Тогда уравнение переписывается в виде:

$$m \cdot c \cdot \frac{\partial T_M}{\partial t} + m \cdot c \cdot V_M \cdot \frac{\partial T}{\partial x} = \lambda \cdot \frac{m}{\rho} \cdot \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} - S\alpha_{M-B}(T_M - T_B) - S\alpha_{M-ЛОТ}(T_M - T_{ЛОТ})$$

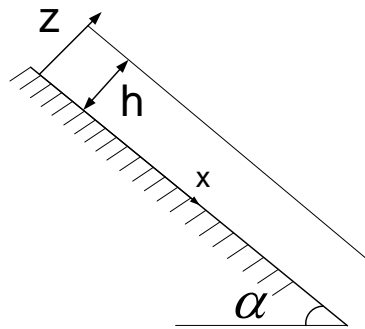
Для непрерывной работы в стационарном режиме необходимо, чтобы по лотку стекал расплавленный металл из печи с постоянным расходом Q_M . Рассмотрим задачу о стекании ньютоновской жидкости по наклонной плоскости (рисунок 3).

Расход Q определяется по формуле:

$$Q = \frac{\rho \cdot g \cdot h^3 \cdot \sin\alpha}{3 \cdot \mu}, \quad (1)$$

Средняя скорость:

$$U_{cp} = \frac{3 \cdot \rho \cdot g \cdot h^2 \cdot \sin \alpha}{8 \cdot \eta} \quad (2)$$



ρ – плотность расплава, g – ускорение свободного падения, α – угол наклона плоскости, h – высота слоя, μ – коэффициент динамической вязкости

Рисунок 3 – Задача о стекании ньютоновской жидкости по наклонной плоскости

Так как вязкость зависит от температуры металла, то в лотке $\mu = \mu(x)$. Считаем расход Q задан и равен Q_m . Тогда из (1) следует, что

$$h(x) = \sqrt[3]{\frac{2 \cdot \mu \cdot Q_m}{\rho \cdot g \cdot \sin \alpha}} \quad (3)$$

Из (2) и (3) находим

$$U_{cp} = \frac{1}{3} \cdot Q_m^{\frac{2}{3}} \cdot \left(\frac{4 \cdot \rho \cdot g \cdot \sin \alpha}{\mu} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (4)$$

Рассмотрим тепловую задачу. Оценим изменение средней по толщине слоя жидкого металла, стекающего по лотку.

Уравнение теплопроводности:

$$\frac{\partial T}{\partial t} + U_{cp} \cdot \frac{\partial T}{\partial x} = \frac{1}{c \cdot \rho} \cdot \frac{\partial}{\partial x} \cdot \lambda \cdot \frac{\partial T}{\partial x} - K_{M-E} \cdot (T - T_E) - K_{M-L} \cdot (T - T_L) \quad (5)$$

Здесь T – средняя по толщине слоя температура металла, c – удельная теплоёмкость металла, λ – коэффициент теплопроводности металла, T_E – температура окружающей среды, T_L – температура лотка, K_{M-E} – коэффициент теплообмена на границе металл-атмосфера, K_{M-L} – коэффициент теплообмена на границе металл-лоток.

В стационарном случае, пренебрегая теплопроводностью по сравнению с адвективным переносом ($\frac{\lambda}{c \cdot \rho \cdot L} \ll U_{cp}$, L – длина лотка), получаем уравнение:

$$U_{cp} \cdot \frac{\partial T}{\partial x} = K_{M-E} \cdot (T - T_E) + K_{M-L} \cdot (T - T_L) \quad (6)$$

Задаётся температура металла в печи T_0 :

$$T|_{x=0} = T_0, \quad (7)$$

Решение задачи (6), (7) в случае $U_{ср} = \text{const}$ имеет вид:

$$T = \frac{K_2}{K_1} + \left(T_0 - \frac{K_2}{K_1}\right) \cdot e^{\frac{-K_1 \cdot x}{U_{ср}}} \quad (8)$$

где $K_1 = K_{M-E} + K_{M-L}$

$K_2 = K_{M-E} \cdot T_E + K_{M-L} \cdot T_L$

Библиографический список

1. Патент RU 2457914 С1
2. Восканьянц А. А., Автоматизированное управление процессами прокатки: Учеб. пособие / А. А. Восканьянц; Московский гос. техн. ун-т им. Н. Э. Баумана – М.: МГТУ им. Н. Э. Баумана, 2010. – 85с.
3. Сидельников С.Б., Довженко Н.Н, Загиров Н.Н. Комбинированные и совмещённые методы обработки цветных металлов и сплавов: монография. – М.: МАКС Пресс, 2005. – 344 с.
4. Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М. Теоретическая физика: Учебное пособие. В 10 т. Т. 6. Гидродинамика. – 3-е изд., перераб. – М.: Наука. Гл. ред. Физ-мат. Лит., 1986. – 736 с.

УДК 621.74

ЭФФЕКТИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ АЛЮМИНИЕВОГО ЛИТЬЯ ПО ГАЗИФИЦИРУЕМЫМ МОДЕЛЯМ С ТЕРМОСКОРОСТНОЙ ОБРАБОТКОЙ РАСПЛАВА

**ДЕЕВ В.Б., ПОНОМАРЕВА К.В., ЮДИН А.С.,
ПРОХОРЕНКО А.В., ВОРОБЬЕВА Д.С.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,
ООО «НПП Вектор Машиностроения»
г. Новокузнецк, deev.vb@mail.ru*

Для снижения микронеоднородности металлических расплавов при использовании низкосортной шихты применяют различные виды высокотемпературных перегревов. Однако достигнутое более однородное состояние расплава является обратимым и очень часто в промышленных технологиях литья оно может быть утеряно до момента заливки литейных форм. В основном, это связано с большим технологическим запаздыванием проводимых процессов.

Высокотемпературный тип структуры ближнего порядка расплава можно зафиксировать его быстрым охлаждением перед заливкой путем термоскоростной обработки (ТСО). Эффект ТСО связан с тем, что скорость структурных превращений в жидкой фазе достаточно низкая, несмотря на сравнительно большие скорости процессов диффузии, поэтому быстрое ох-

лаждение расплава может в значительной степени подавлять трансформацию кластеров.

Термоскоростная обработка расплава оказывает эффективное модифицирующее влияние на алюминиевые сплавы [1 – 3]. Получение мелкозернистой структуры алюминиевых сплавов с помощью ТСО является важным резервом повышения механических свойств отливок.

В последние годы отмечены [3 – 5] многочисленные положительные эффекты влияния мелкозернистого возврата на свойства получаемых алюминиевых сплавов при различных добавках в расплав. Такие добавки (в количестве от 5 до 100 %) использовались либо как затравочные перед разливкой расплава, либо сразу загружались в печь вместе с основной шихтой. При этом механические, литейные и служебные свойства сплавов значительно улучшались.

Таким образом, проблему ускоренного охлаждения расплава после высокотемпературного перегрева (и выдержки) до температуры рафинирования или заливки в литейные формы (с целью фиксации эффекта перегрева) можно решать с помощью добавок мелкозернистого возврата, соответствующего составу получаемого сплава, то есть – реализовать термоскоростную обработку (ТСО). Увеличение скорости охлаждения расплава происходит за счет того, что добавки мелкозернистых материалов выступают в качестве плавящихся микрохолодильников; а также создают модифицирующий эффект, внося большое количество потенциальных центров кристаллизации (микро неоднородностей меньших масштабов и активированных нерастворимых примесей). В качестве мелкозернистого возврата целесообразно использовать как специально приготовленную шихтовую заготовку, так и отходы и возврат кокильного литья. Также в качестве добавок твердой шихты для охлаждения расплава можно применять чушковые сплавы, соответствующие получаемым по химическому составу.

В статье приведены результаты исследования влияния термоскоростной обработки расплава на механические свойства тонкостенных корпусных отливок из алюминиевых сплавов АК7, АК12, АК9М2 (ГОСТ 1583-93), полученных литьем по газифицируемым моделям в условиях ООО «НПП Вектор Машиностроения».

При реализации ресурсосберегающей технологии шихтовые материалы включали для каждой марки исследуемых сплавов: чушковые сплавы (около 10...15 %), возврат и отходы аналогичного состава (около 85...90 %). Плавки проводили в печи ИСТ-0,16. ТСО заключалась в следующем: расплавляли возврат и отходы, расплав перегревали до 980...1000 °С и выдерживали около 5...6 мин; далее расплав охлаждали до температуры 880...890 °С первой (предварительно теплофизически рассчитанной и апробированной экспериментально в лабораторных условиях) порцией чушкового сплава; после проводили охлаждение расплава до температуры заливки 820...830 °С второй (также предварительно рассчитанной) порцией чушко-

вого сплава. Рафинирование осуществляли через ССФ-0,6 при заливке в литейную форму.

При изготовлении газифицируемых моделей для будущих отливок и образцов для исследования механических свойств использовался полистирол фирмы STYROCHEM. Готовые модельные блоки с помощью специального устройства помещали вертикально в подвешенном состоянии в опоку размером 700x700x700. Устройство для вертикального размещения модельных блоков состояло из передвижной станины, вертикальной стойки, горизонтальной стойки и передвижной рейки. Засыпку песка в опоку проводили одновременно с ее вибрацией, которую осуществляли на опоке посредством закрепленных на ней 2 электрических вибраторов мощностью 3000 об/мин. Частота вибрации составляла ~ 36 Гц. Затем опоку накрывали пленкой, размещали заливочное устройство (состоящее из горизонтальной рамки с пазами и двух цилиндрических емкостей, устанавливаемых через пазы в рамку), вакуумировали литейную форму и производили заливку расплава. После охлаждения осуществляли выбивку отливок, опиловку, пескоструйную зачистку. Механические свойства изучали на образцах (согласно ГОСТ 1583-93), изготовленных из залитых по газифицируемым моделям проб.

Влияние технологии ТСО на механические свойства сплавов АК7, АК12, АК9М2 показано в таблице 1. Также приведены механические свойства сплавов, полученных по существующей на предприятии технологии плавки, которая заключалась в том, что высокотемпературный перегрев не проводили, а перегревали расплавы только до 880...890 °С, при этом до температуры заливки (820...830 °С) расплав охлаждался вместе с печью. Заливку в литейную форму также осуществляли через ССФ-0,6.

Согласно таблице 1, механические свойства образцов у всех исследуемых сплавов после ТСО, по сравнению со сплавами, полученными по существующей технологии, повысились (в среднем): временное сопротивление разрыву σ_B – на 14...22 %, относительное удлинение δ – на 32...75 %.

Таблица 1 – Влияние технологии плавки на механические свойства образцов из алюминиевых сплавов, полученных литьем по газифицируемым моделям

Технология плавки	Сплав	Механические свойства литых образцов	
		σ_B , МПа	δ , %
Существующая	АК7	174...185	2,2...2,6
ТСО		203...210	3,3...3,5
Существующая	АК12	181...190	4,1...4,5
ТСО		214...220	6,7...7,2
Существующая	АК9М2	200...207	1,5...1,8
ТСО		227...233	2,1...2,3

Внедрение технологии ТСО в условиях ООО «НПП Вектор Машиностроения» при выплавке сплавов АК7, АК12, АК9М2 и изготовлении тонкостенного корпусного литья по газифицируемым моделям позволило получить за счет снижения (до 10...15 % в завалке) расхода чушковых материалов существенный экономический эффект.

Достоинством технологии ТСО является то, что она может успешно применяться в литейных и машиностроительных цехах при плавке алюминиевых сплавов для отливок, получаемых различными способами литья (в песчаные формы, в кокиль, по газифицируемым моделям и др.). При этом за счет модифицирующего эффекта данной обработки обеспечивается повышение комплекса механических и служебных свойств литых изделий. При реализации предлагаемой технологии в шихте возможно использовать до 90 % вторичных материалов собственного производства. Недостатком технологии ТСО является то, что оптимальные режимы перегрева и количество добавляемой твердой мелкозернистой шихты необходимо определять экспериментально в каждом конкретном случае производства. И кроме того, не все плавильные агрегаты, применяемые при производстве алюминиевых отливок, могут обеспечить требуемые температуры перегрева расплава.

Выводы: Разработана и реализована в производственных условиях ресурсосберегающая технология получения алюминиевых сплавов для корпусного тонкостенного литья по газифицируемым моделям, включающая термоскоростную обработку расплава. Технология способствовала повышению уровня механических свойств отливок.

Библиографический список

1. Ри Хосен Влияние структурных превращений в алюминиевых расплавах на их свойства / Ри Хосен, Е.М. Баранов // Литейное производство. 1986. № 11. С. 12, 13.
2. Деев В.Б. Ресурсосберегающая технология получения литейных алюминиевых сплавов / В.Б. Деев, В.А. Дегтярь, А.И. Куценко [и др.] // Известия вузов. Черная металлургия. 2007. № 12. С. 33–36.
3. Никитин В.И. Наследственность в литых сплавах / В.И. Никитин, К.В. Никитин. – М: Машиностроение-1, 2005. – 510 с.
4. Деев В.Б. Получение герметичных алюминиевых сплавов из вторичных материалов / В.Б. Деев. – М.: Флинта: Наука, 2006. – 218 с.
5. Деев В.Б. Об использовании физических модифицирующих воздействий при литье Al-сплавов / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, С.П. Мочалов [и др.] // Литейное производство. 2012. № 5. С. 16–18.

ТЕХНОЛОГИЯ РЕГЕНЕРАЦИИ ОТХОДОВ ЖАРОПРОЧНЫХ СПЛАВОВ ЛИТЕЙНОГО ПРОИЗВОДСТВА ДЛЯ ИХ ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

Филиппов Ю.О., Еремин Е. Н., Бородихин С.А., Петров Н.Н.

*Омский государственный технический университет,
г. Омск, weld_techn@mail.ru*

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 (ВИЛ). Но даже и в этом случае имеют место высокий процент брака, низкий выход годной продукции, что обуславливает незначительный 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 тоже время вторичное использование забракованных отливок ограничивается рядом причин. Во-первых, из-за негабаритности и сложности конструкции такие бракованные заготовки не позволяют производить загрузку тигля вакуумной индукционной печи шихтой требуемой массы. Кроме того, организация производства мерной заготовки в вакууме на моторостроительных заводах вообще не экономична. Во-вторых, при других способах литья жаропрочные сплавы в результате переплавов загрязняются, что снижает механические и служебные характеристики литого металла.

Решением данной проблемы является организация регенерации отходов никелевых сплавов без применения вакуумно-индукционного литья с одновременным получением мерной шихтовой заготовки нужного размера, которую можно было бы использовать в дальнейшем.

Перспективным направлением в этом отношении является электрошлаковый переплав (ЭШП). Известно, что процесс ЭШП наряду со своей простотой и высокой производительностью обеспечивает и высокое качество литого металла [1]. Вместе с тем, традиционный электрошлаковый переплав жаропрочных сплавов имеет свои трудности. Это связано, прежде всего, с необходимостью обеспечения в литом металле строго заданного химического состава. В первую очередь не происходит полного усвоения легко-

окисляющихся элементов – титана и алюминия, образующих γ' -фазу и определяющих основные свойства сплава. Кроме того, электрошлаковый металл имеет столбчатую крупнозернистую структуру с большой протяженностью первичных осей дендритов, что в совокупности с другими факторами не обеспечивает в полной мере требуемые механические свойства и служебные характеристики получаемых слитков. В связи с этим совершенствование технологии ЭШП жаропрочных никелевых сплавов является актуальной задачей.

Одним из способов повышения качества литого металла является применение модифицирования [2]. В работе для модифицирования использовали ультрадисперсные порошки карбонитрида титана (TiCN), титана и иттрия. Выбор модификатора осуществляли согласно методике, изложенной в работе [3].

Эффективность действия данного модификатора была исследована при электрошлаковом переплаве отходов сплава ЖС6У, являющегося наиболее ярким представителем семейства высоколегированных жаропрочных никелевых сплавов, широко использующегося 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 электрод собирали из стояков литниковой системы и забракованных отливок, сваренных в плетть. Плавку в кристаллизаторе начинали с жидкого старта. В качестве рабочего шлака использовали высокофтористый флюс АНФ–1П, нашедший наиболее широкое применение при электрошлаковой плавке высоколегированных сталей и сплавов. Модифицирование осуществляли переплавом 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 изготавливались образцы для испытаний и металлографических исследований. Часть слитков расплавлялась в вакуумно-индукционной печи, где по серийной технологии отливались 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 с большой разноточностью кристаллов при кристаллизации образуются различные фазы: твердые растворы, эвтектические системы, карбиды, интерметаллические соединения. Основной упрочняющей фазой является γ' -фаза, представляющая собой интерметаллид $(Ni, Co)_3 (Al, Ti)$. Поэтому свойства литого сплава, в первую очередь, определяются его химическим и фазовым составом.

Проведенный химический анализ свидетельствует о том, что состав

немодифицированного никелевого сплава по большинству основных легирующих элементов в результате переплава под флюсом АНФ-1П изменяется незначительно.

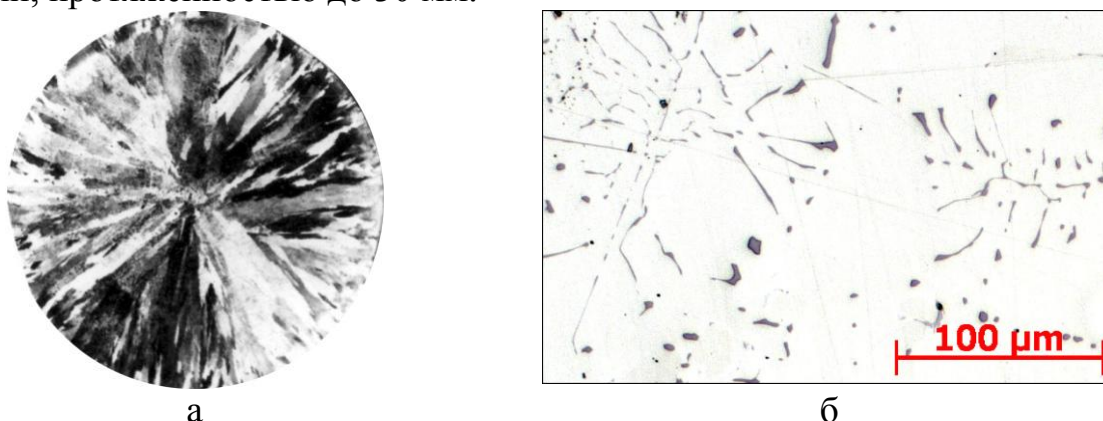
В то же время, механические свойства и длительная прочность у слитков, химический состав которых соответствует марочному, не удовлетворяют техническим условиям. Сравнительные свойства слитков, полученных рассматриваемыми технологиями переплава, представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Свойства сплава ЖС6У

Объект исследования	σ_b , МПа	δ , %	Ψ , %	τ_{240}^{975} , час
Отходы ВИЛ	$\frac{945-1018}{981}$	$\frac{4,9-5,7}{5,4}$	$\frac{6,1-6,6}{6,3}$	$\frac{52-64}{59}$
Немодифиц. слитки	$\frac{921-978}{968}$	$\frac{2,5-3,2}{2,9}$	$\frac{2,9-3,4}{3,2}$	$\frac{16-25}{21}$
Модифицир. слитки	$\frac{1017-1036}{1028}$	$\frac{8,7-9,8}{9,3}$	$\frac{6,8-7,7}{7,2}$	$\frac{84-98}{92}$
ТУ на сплав	> 850	> 3,0	–	> 25

Это можно объяснить тем, что важными факторами, определяющими качество и служебные свойства жаропрочных сплавов, являются фазовый состав, состояние границ зерен, их величина, степень однородности и морфология и топография включений [4, 5].

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



а – макроструктура (×1); б – карбидная фаза (×140)

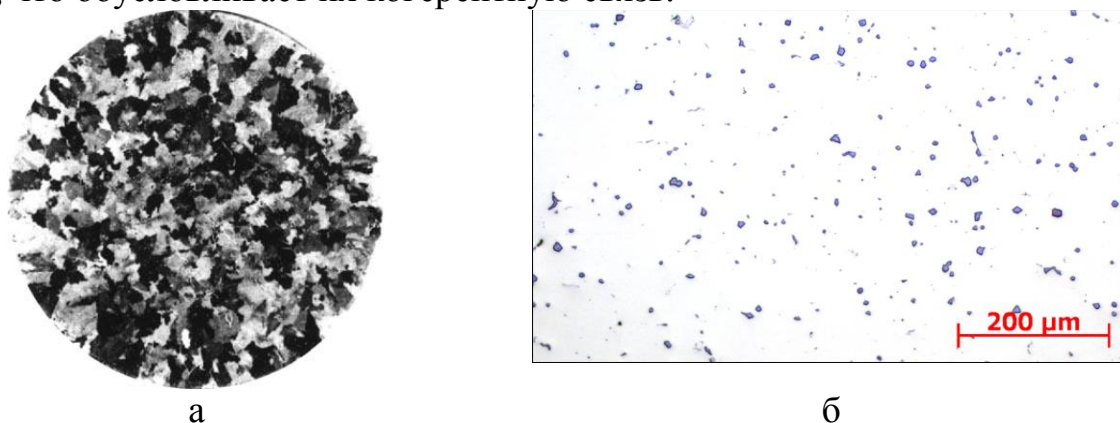
Рисунок 1 – Структура литого немодифицированного металла сплава ЖС6У

Результаты микроструктурного исследования показали, что основные фазы в структуре сплава – 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.

Введение в металл при переплаве 0,5 % модификатора приводит к существенному изменению как получаемой структуры, так и морфологии и топографии карбидной фазы (рисунок 2). Происходит резкое измельчение макрозерна, устраняется столбчатость зерен и разнотернистость. 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, повышают скорость охлаждения металла. Такая морфология и топография карбидной фазы повышает химическую стабильность γ -матрицы путем связывания легирующих элементов, взаимодействующих с углеродом, и оказывает благоприятное воздействие на длительную прочность сплава.

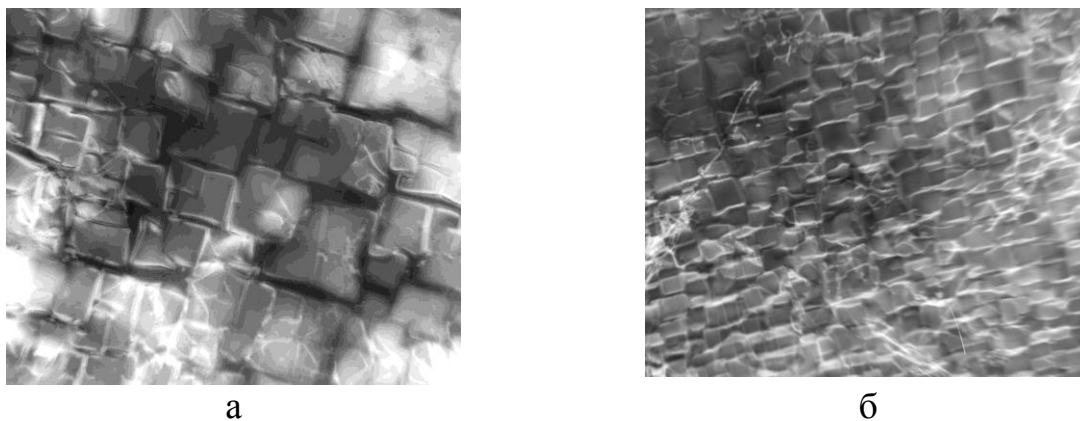
На свойства никелевых сплавов большое влияние оказывает дисперсионное упрочнение матрицы за счет выделения γ' -фазы кубической морфологии. Она имеет близкие с γ -фазой значения параметра кристаллической решетки, что обуславливает их когерентную связь.



а – макроструктура ($\times 1$); б – карбидная фаза ($\times 200$)

Рисунок 2 – Структура литого модифицированного металла сплава ЖС6У ЭШП

Электронно-микроскопические исследования показывают (рисунок 3), что наблюдается сильная неоднородность дисперсности и морфологии частиц γ' -фазы, в масштабах дендритной ячейки литого немодифицированного сплава ЖС6У.



а – немодифицированном; б – модифицированном

Рисунок 3 – Упрочняющая γ' -фаза в сплаве ЖС6У ($\times 10000$)

В осях дендритов выделяются мелкие и неоднородные по форме частицы, а в межосных пространствах – значительно более грубые частицы неправильной морфологии. Наряду с мелкими частицами (0,8 мкм) γ' -фазы наблюдаются крупные, скоагулированные выделения (свыше 4 мкм) по границам которых возникают и распространяются микротрещины.

Количество и морфология γ' -фазы в модифицированном сплаве значительно отличаются от таковых в немодифицированном. Модифицирование формирует более дискретные мелкодисперсные выделения γ' -фазы большей частью 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. При дальнейшем увеличении концентрации тугоплавких частиц γ' -фаза достигает размеров в 0,2-0,3 мкм с большой плотностью упаковки в матрице. Выделения γ' -фазы выравниваются по размерам, их форма после длительных испытаний не изменяется и 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, размеру и морфологии как в осях так и в межосных пространствах.

В целом свойства такого металла не уступают свойствам серийного сплава металлургического комбината. При этом по сравнению с металлом ВИЛ относительное удлинение увеличивается в 1,7 раза, а время до разрушения более чем в 1,5 раза (92 ч).

Таким образом, проведенные исследования показали, что применение модифицирования при ЭШП обеспечивает получение из отходов жаропрочных сплавов слитков с высоким металлургическим качеством литого металла, что позволяет использовать их в дальнейшем в качестве мерной шихтовой заготовки при вакуумно-индукционном литье.

Библиографический список

1. Медовар Б. И. и др. Электрошлаковый металл. – Киев: Наук. думка, 1981. – 680 с.
2. Фаткулин О. Х., Офицеров А. А. Модифицирование жаропрочных никелевых сплавов дисперсными частицами тугоплавких соединений // Литейное производство. – 1993. – № 4. – С. 13-14.
3. Еремин Е. Н. Закономерности комплексного модифицирования литого электрошлакового металла // Анализ и синтез механических систем. – Омск: Изд-во ОмГТУ, 1998. – С. 131-134.
4. Химушин Ф. Ф. Жаропрочные стали и сплавы. – М.: Metallургия, 1969. – 752 с.
5. Логунов А.В. [и др.] Прогнозирование влияния структурных факторов на механические свойства жаропрочных сплавов // Metalловедение и термическая обработка металлов. – 1987. – № 6. – С. 16-20.

УДК 621.74

ПОЛУЧЕНИЕ АЛЮМИНИЕВОГО ЛИТЯ ПО ГАЗИФИЦИРУЕМЫМ МОДЕЛЯМ С РЕГЛАМЕНТИРОВАННЫМИ ТЕМПЕРАТУРНЫМИ РЕЖИМАМИ ПЛАВКИ

**ДЕЕВ В.Б., ПОНОМАРЕВА К.В., ЮДИН А.С.,
ПРОХОРЕНКО А.В., АЛХИМОВ В.Н.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,
ООО «НПП Вектор Машиностроения»,
г. Новокузнецк, deev.vb@mail.ru*

Технологию литья по газифицируемым моделям (ЛГМ) в настоящее время можно отнести к одному из эффективных и перспективных способов получения высококачественных тонкостенных отливок, обладающих заданной размерной точностью, требуемой чистотой поверхности и другими свойствами [1, 2]. Все более широкое распространение данная технология находит при производстве алюминиевых изделий.

Технологический процесс литья по газифицируемым моделям весьма сложен и включает достаточно много операций, начиная от подготовки полистирола и заканчивая выбивкой отливок.

Следует отметить, что технология плавки и состояние расплава перед заливкой в литейные формы может оказать значительное влияние на качество получаемого литья. Особенно это весьма актуально при реализации ресурсосберегающих технологий, когда используется повышенное количество вторичных материалов в шихте [3 – 6]. Однако в технологиях ЛГМ вопросам технологии плавки уделяется недостаточное внимание. А все усилия техно-

логов сконцентрированы, как правило, на проблемах, связанных с технологией литейной формы – процессах изготовления моделей, модельных блоков и литниковой системе, размещению «кустов» в опоках, формовке, вакуумированию, заливке и т.д.

Между тем, применение при плавке повышенного количества вторичных материалов в шихте даже при стабильном течении технологического процесса может приводить к пористости, неспаям и другим видам литейных дефектов и брака, что значительно снижает механические и эксплуатационные свойства алюминиевого литья.

Технология плавки в этом случае должна включать эффективные приемы обработки расплава, такие как термовременная обработка по оптимальным температурным режимам и рафинирование [5], а также оптимальную температуру заливки в литейные формы. К сожалению, температуры перегрева и заливки, и способ рафинирования определяются индивидуально в каждом конкретном случае и зависят от типа производства, плавильного агрегата, марки получаемого сплава, габаритов и массы будущей отливки, «сложности» литейной формы и других факторов. Следует признать, что в результате всего перечисленного процесс получения изделий требуемого качества усложняется с инженерной точки зрения. Тем не менее, разработка эффективной технологии плавки алюминиевых сплавов при ЛГМ является целесообразным.

В данной работе приведены результаты исследования влияния температурных режимов плавки и заливки сплава АК7 на качество герметичных отливок «Крышка корпуса газоанализатора», полученных литьем по газифицируемым моделям в условиях ООО «НПП Вектор Машиностроения».

Шихтовые материалы включали: чушковый силумин АК7 (10...15 %), возврат и отходы сплава АК7 (около 85...90 %). Плавку проводили в печи ИСТ-0,16. Варьировали температуру перегрева расплава в разных плавках от 800 до 1000 °С с шагом ~ 50 °С. Время выдержки расплава при температуре перегрева во всех вариантах составляло 5...6 мин. Температура заливки расплава в зависимости от варианта плавки варьировалась от ~ 800 до ~ 900 °С. Заливку в литейную форму осуществляли через ССФ-0,6.

При изготовлении газифицируемых моделей использовался полистирол фирмы STYROCHEM. Готовые модельные блоки (4 «куста» по 8 моделей) с помощью специального устройства помещали вертикально в подвешенном состоянии в опоку размером 700x700x700. Устройство для вертикального размещения модельных блоков состояло из передвижной станины, вертикальной стойки, горизонтальной стойки и передвижной рейки. Засыпку песка в опоку проводили одновременно с ее вибрацией, которую осуществляли на опоке посредством закрепленных на ней 2 электрических вибраторов мощностью 3000 об./мин. Частота вибрации составляла ~ 36 Гц. Затем опоку накрывали пленкой, размещали заливочное устройство (состоящее из горизонтальной рамки с пазами и двух цилиндрических емкостей, устанавливаемое

мых через пазы в рамку), вакуумировали литейную форму и производили заливку расплава. После охлаждения осуществляли выбивку отливок, опиловку, зачистку (пескоструйно). Для выявления качественных показателей литья по существующим на предприятии критериям оценивали чистоту поверхности и размерную точность отливок.

Если в одной серии в 4 «кустах» из 32 отливок более 3 отливок суммарно или по отдельности не удовлетворяли тому или иному требуемому показателю, то вариант перегрева и заливки считался «неэффективным» для данной технологии. Если в каком-либо варианте в любой серии наблюдался недостаточный «прожог» пенополистирольного модельного блока в любой его части, то вариант технологии относили к «неэффективным». Кроме того, если в каком-либо варианте в любой серии из случайной выборки 10 годных отливок хотя бы 1 отливка имела по пористости балл выше 3-го (определенный по методике ВИАМ согласно ГОСТ 1583-93), то этот вариант технологии также считался «неэффективным».

Влияние температуры перегрева ($T_{\text{ПЕР}}$) и заливки ($T_{\text{ЗАЛ}}$) расплава на качественные показатели отливок в ходе проведения нескольких серий производственной апробации показано в таблице 1.

Таблица 1 – Влияние температуры перегрева и заливки расплава на качество отливок

Температуры перегрева и заливки		Качественные показатели (по 3 сериям каждого варианта технологии плавки и заливки)			Недостаточный прожог и (или) пористость	Заключение по технологии
Вариант	$T_{\text{ПЕР}}$, °С	$T_{\text{ЗАЛ}}$, °С	Чистота поверхности	Размерная точность		
11	990...1000	870...880	неудовлет.	удовлет.	есть	неэффективная
22		820...830	удовлет.	удовлет.	есть	неэффективная
33		780...790	неудовлет.	неудовлет.	есть	неэффективная
44	940...950	870...880	удовлет.	неудовлет.	есть	неэффективная
55		820...830	удовлет.	удовлет.	нет	эффективная
66		780...790	неудовлет.	неудовлет.	есть	неэффективная
77	880...890	870...880	удовлет.	удовлет.	есть	неэффективная
88		820...830	удовлет.	удовлет.	нет	эффективная
99		780...790	неудовлет.	неудовлет.	есть	неэффективная
110	830...840	820...830	удовлет.	удовлет.	есть	неэффективная
111		780...790	неудовлет.	неудовлет.	есть	неэффективная
112	790...800	780...790	неудовлет.	неудовлет.	есть	неэффективная

Экспериментальные результаты показывают (таблица 1), что из 12 вариантов технологии плавки и заливки расплава эффективными являются варианты 5 и 8.

Следует отметить, что *варианты 2 и 7* по показателям размерной точности и чистоте поверхности удовлетворяет необходимым требованиям, но не соответствует по показателям пористости. Это, по-видимому, связано с тем, что достаточно высокие температуры плавки и заливки положительно влияют на изменение уровня микронеоднородности расплава, но приводят к повышению содержанию водорода и неметаллических включений в расплаве и не позволяют реализовать эффективные существующие способы рафинирования расплава флюсами. А применяемая технология рафинирования расплава через стеклоткань (ССФ-0,6) не обеспечивает необходимой очистки расплава от неметаллических включений и газов, что и приводит к пористости выше 3-го балла.

Что касается *варианта 10*, то следует отметить, что несмотря на удовлетворительные показатели по размерной точности и чистоте поверхности отливок, также наблюдается повышенная пористость исследуемых образцов. Очевидно, это связано с тем, что в этом варианте технологии применяется недостаточная высокая температура перегрева расплава, которая не позволяет нивелировать нежелательное влияние на качество литья повышенного количества используемых при плавке вторичных материалов.

Таким образом, наиболее оптимальным вариантом в данных технологических условиях является *вариант 8*, при котором $T_{\text{ПЕР}}$ составляет $\sim 880 \dots 890$ °С, а $T_{\text{ЗАЛ}}$ составляет $\sim 820 \dots 830$ °С. *Вариант 5*, при тех же положительных показателях качества литья, имеет б'ольшую температуру перегрева расплава по сравнению с *вариантом 8*, что будет экономически более затратно.

Выводы: Выявлено, что при реализации ресурсосберегающей технологии получения сплава АК7 литьем по газифицируемым моделям наиболее эффективными в рассматриваемых производственных условиях являются следующие режимы плавки и литья, обеспечивающие наилучшие качественные показатели герметичных отливок по размерной точности и чистоте поверхности: температура перегрева расплава – $880 \dots 890$ °С, температура заливки в литейную форму – $820 \dots 830$ °С.

Библиографический список

1. Шуляк В.С. Литьё по газифицируемым моделям. — СПб.: НПО «Профессионал», 2007. – 408 с.
2. Рыбаков С.А. Инновационные возможности литья по газифицируемым моделям, состояние и перспективы этого метода в России // Литейщик России. № 4. 2009. С. 44, 45.
3. Никитин В.И. Наследственность в литых сплавах / В.И. Никитин, К.В. Никитин. – М: Машиностроение-1, 2005. – 510 с.
4. Деев В.Б. Об использовании физических модифицирующих воздействий при литье Al-сплавов / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, С.П. Мочалов [и др.] // Литейное производство. 2012. № 5. С. 16–18.

5. Деев В.Б. Получение герметичных алюминиевых сплавов из вторичных материалов. – М.: Флинта: Наука, 2006. – 218 с.
6. Деев В.Б. Оценка эффекта температурной обработки расплавов методом термоЭДС / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, В.Ф. Горюшкин [и др.] // Известия вузов. Черная металлургия. 2008. № 4. С. 41–43.

УДК 621.74

ЭФФЕКТИВНЫЙ СПОСОБ ФОРМОВКИ ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ ТОНКОСТЕННОГО АЛЮМИНИЕВОГО ЛИТЬЯ ПО ГАЗИФИЦИРУЕМЫМ МОДЕЛЯМ

ДЕЕВ В.Б., ЮДИН А.С., ПОНОМАРЕВА К.В., ЦЕЦОРИНА С.А., СУДАКОВ В.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
ООО «НПП Вектор Машиностроения»,
г. Новокузнецк, deev.vb@mail.ru*

Способом перспективного получения малогабаритных отливок является литье по газифицированным моделям (ЛГМ) [1, 2]. В Российской Федерации данная технология преимущественно используется для литья черных сплавов, однако в последние годы наблюдается тенденция по ее широкому применению для получения отливок из алюминиевых сплавов [3, 4]. В качестве существенных достоинств литья алюминиевых сплавов по газифицируемым моделям можно выделить следующие:

- возможность получения малогабаритного и тонкостенного литья;
- возможность получения отливок с заданной размерной точностью и требуемой чистотой поверхности.

Одним из основных технологических факторов процесса, влияющих на качество отливок при ЛГМ, является формовка модельных блоков. Главные аспекты в процессе формовки: способ передачи вибрации и способ засыпки сухого кварцевого песка в литейную форму.

В настоящее время широко используются вибростолы различных модификаций, позволяющие реализовать различные способы засыпки песка в процессе формовки. Важным преимуществом вибростолов является их использование при крупносерийном производстве отливок в составе автоматических линий ЛГМ-процесса. Недостатки при применении вибростолов: недоуплотнение верхних слоев формы, необходимость использования вибраторов большой мощности, возможное коробление и разрушение модельных блоков.

В условиях мелкосерийного производства и при большой номенклатуре отливок целесообразным будет использование литейных опок с непосредственно закрепленными на них вибраторами, что позволяет в определенной мере решить недостатки, характерные при использовании вибростолов.

Что касается засыпки песка в опоку, то ее можно осуществлять по-

слоино или одновременно. Главным недостатком послойной формовки является недоуплотнение верхних и переуплотнение нижних слоев литейной формы, приводящих к различным литейным проблемам (в верхних слоях – размыв формы, а в нижних – снижение газопроницаемости). Одновременное заполнение формы песком позволяет избежать вышеуказанных дефектов.

Реализация различных способов формовки при ЛГМ-процессе была проведена в условиях ООО «НПП Вектор Машиностроения» при получении малогабаритного и тонкостенного литья (на примере отливки «Крышка корпуса газоанализатора» из сплава АК7).

Для изготовления моделей использовался полистирол фирмы STYROCHEM. Готовые модельные блоки (4 «куста» по 8 моделей) с помощью специального устройства помещали вертикально в подвешенном состоянии в опоку размером 700x700x700. Устройство для вертикального размещения модельных блоков состояло из передвижной станины, вертикальной стойки, горизонтальной стойки и передвижной рейки. Засыпку песка в опоку проводили послойно и одновременно с ее вибрацией. При этом вибрацию осуществляли по двум вариантам: 1. На вибростоле (2 электрических вибратора мощностью 3000 об./мин) с размещенной на нем опокой; 2. На опоке посредством закрепленных на ней 2 электрических вибраторов мощностью 3000 об./мин. Частота вибрации составляла ~ 36 Гц. Затем опоку накрывали пленкой, размещали заливочное устройство (состоящее из горизонтальной рамки с пазами и двух цилиндрических емкостей, устанавливаемых через пазы в рамку), вакуумировали литейную форму и производили заливку расплава. После охлаждения осуществляли выбивку отливок, опиловку, зачистку (пескоструйно) и оценку качественных показателей литья – оценивали чистоту поверхности и размерную точность отливок (по существующим на предприятии критериям). Если в одной серии в 4 «кустах» из 32 отливок более 3 отливки суммарно или по отдельности не удовлетворяли тому или иному требуемому показателю, то способ формовки считался «неэффективным».

Сравнительная характеристика влияния способов формовки на качественные показатели отливок в ходе проведения нескольких серий производственной апробации представлена в таблице 1.

Результаты показывают (таблица 1), что реализация способа формовки с вибраторами, закрепленными на опоке, при одновременной засыпке песка позволила добиться наилучших результатов – полного исключения коробления моделей и получения практически у всех отливок требуемых размерной точности и (или) чистоте поверхности. Из 160 отливок (5 серий x 32 шт.) лишь 5 не соответствовали требуемым критериям).

При реализации способа формовки в опоке с вибрацией на вибростоле при одновременной засыпке песка, несмотря на весьма хорошие качественные показатели отливок, было выявлено суммарно 16 отливок (из 160 отливок со всех 5 серий), не соответствующих требуемым размерной точности и

(или) чистоте поверхности.

Таблица 1 – Влияние способов формовки на качество отливок

Способ формовки		Показатели (по 5 сериям каждого варианта формовки)		Заключение по способу формовки
Технология вибрации	Засыпка песка в опоку	Чистота поверхности	Размерная точность	
Опока на вибростоле (вариант 1)	последовательно	неудовлетворительная	не соответствует	неэффективный
	одновременно	удовлетворительная	соответствует	эффективный
Опока с закрепленными на ней вибраторами (вариант 2)	последовательно	удовлетворительная	не соответствует	неэффективный
	одновременно	удовлетворительная	соответствует	эффективный

Существенное значение на качество отливок оказывает плотность полистироловых моделей. Этому следует уделять серьезное внимание в промышленных технологиях литья.

Выводы: Показано, что способ формовки может оказывать существенное влияние на качество отливок из алюминиевых сплавов. В рассматриваемых производственных условиях наилучшим качественным показателем отливок по размерной точности и чистоте поверхности способствовала реализация способа формовки с вибраторами, закрепленными на опоке, при одновременной засыпке песка.

Библиографический список

1. Шуляк В.С. Литьё по газифицируемым моделям. — СПб.: НПО «Профессионал», 2007. – 408 с.
2. Рыбаков С.А. Инновационные возможности литья по газифицируемым моделям, состояние и перспективы этого метода в России // Литейщик России. № 4. 2009. С. 44, 45.
3. Граблев А.Н. Гидромеханика литейной формы при литье по газифицируемым моделям алюминиевых сплавов: Дис...канд. техн. наук. – МГИУ, 2002.
4. Эффективные способы модифицирования структуры литейных сплавов / В.Б. Деев, К.В. Пономарева, А.В. Прохоренко и др. // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. Вып. 31. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2013. С. 44–48.

ВЛИЯНИЕ БОРИДНЫХ СОЕДИНЕНИЙ НА ТЕПЛОСТОЙКОСТЬ НАПЛАВЛЕННОЙ МАРТЕНСИТНО-СТАРЕЮЩЕЙ СТАЛИ

ЕРЕМИН Е.Н., ЛОСЕВ А.С., КУЗЕМЦЕВ А.Н., СУМЛЕНИНОВ В.К.

*Омский государственный технический университет
г. Омск, weld_techn@mail.ru*

С усложнением условий деформирования, в частности, в связи с более широким применением различных технологий выдавливания, накатки, вытяжки и вырубки более твёрдых металлов, протекающих в условиях повышенных давлений и нагрева, значительно возросли требования, предъявляемые к работоспособности штампового инструмента [1].

В процессе горячего объемного деформирования металл гравюры штампа подвергается циклическому температурно-силовому воздействию. Оно вызывает упругую и упругопластические деформации материала штампа, оказывает прямое влияние на характер и интенсивность физико-химических процессов, протекающих в приконтактных объемах инструмента и ускоряющих его износ. Основными видами износа штампового инструмента являются: износ истиранием, износ под действием термических напряжений (разгарные трещины) и износ за счет пластической деформации (смятие) (рисунок 1).



Рисунок 1 – Внешний вид изношенного штампового инструмента

Повышение стойкости штампового инструмента за счет изготовления его из износостойких сталей с точки зрения экономической целесообразности почти исчерпало свои потенциальные возможности. Известно, что доля изнашиваемого металла в массе всего инструмента составляет обычно не более 3... 10 %. Поэтому очевидно, что наиболее перспективны биметаллические инструменты, для рабочих частей которых применяют высокопрочные

материалы, а в качестве основы используют недорогие конструкционные или низколегированные теплостойкие стали. Для получения такого инструмента используется наплавка. Процессы наплавки позволяют изготавливать не только новые штампы, но и дают возможность многократно ремонтировать изношенные инструменты при минимальных материальных затратах [2, 3].

Новые перспективы для разработки износостойких наплавочных материалов, в которых удачно сочетаются прочность, износостойкость и термостойкость, открывает переход к получению наплавленного металла с композиционной структурой, состоящего из относительно мягкой матрицы (основы) и высокопрочных волокон, армирующих матрицу [4].

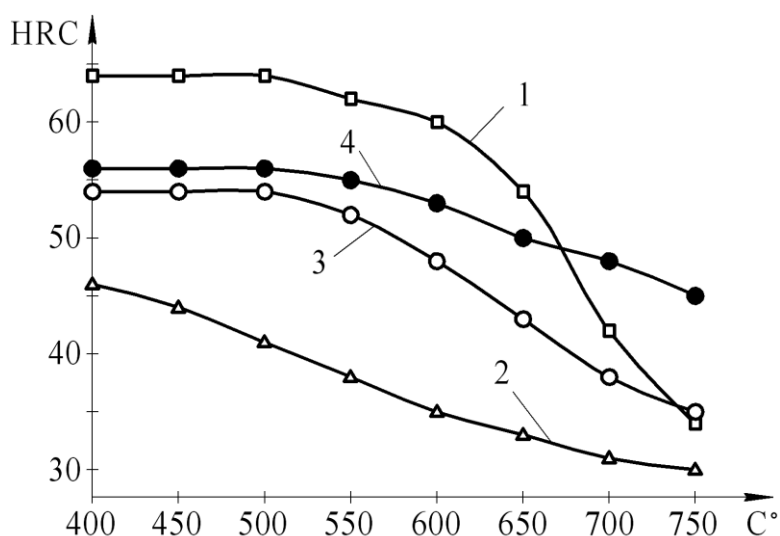
В работе [5] установлено, что введение в мартенситно-старяющую сталь 0Н13М5Х4ФСТЮ тугоплавких соединений бора (B_4C , TiB_2 , CrB_2) способствует получению композиционной структуры, состоящей из железоникелевого мартенсита и карбоборидной эвтектики, образованной на базе карбоборида $(Fe, Ti, Mo)_3(C, B)$ и располагающейся в виде каркаса («скелета»). Данная сталь в состоянии после наплавки обладает микротвердостью 460-495 HV, что позволяет удовлетворительно обрабатывать её режущим инструментом не проводя операцию отжига. После отпуска при 500 °С в течение 1-2 часов происходит повышение микротвердости до 670-714 HV, за счет выделения мелкодисперсных интерметаллидных фаз Лавеса $(Fe, V, Si)_2(Mo, Ti)$ и высокопрочных труднорастворимых карбоборидных фаз $(Ti, Mo, Fe, V)_{23}(C, B)_6$ и $(Cr, Fe, Mo, Ti)_7(C, B)_3$ [6].

В данной работе приведены результаты исследования теплостойкости наплавленного металла 0Н13М5Х4ФСТЮ с соединения бора (B_4C , TiB_2 , ZrB_2). Для сравнения также определялась теплостойкость наплавленного металла полученного порошковой проволокой MAR 250 (0Н18К9М5ТЮ) фирмы LINCOLN ELECTRIC, штамповой стали 50ХНМ по ГОСТу 5950-73 и быстрорежущей стали P18 по ГОСТу 19265-73.

Результаты испытания на теплостойкость, за критерий которой принимали изменение твердости стали после отпуска в интервале температур от 400 до 750 °С при выдержке 2 часа, приведены на рисунке 2.

Перед испытанием образцы из штамповой стали 50ХНМ термически обрабатывались закалка от 925 °С в масле, отпуск при 500 °С – 1 часа. Термическая обработка образцов из быстрорежущей стали P18 включала закалку от 1230 °С до 550 °С в смеси 50% $CaCl_2$ + 50% $NaCl$, а далее – на воздухе, и последующий трехкратный отпуск при 560 °С продолжительностью 1 час. Образцы из мартенситно-старяющей стали отпускались при температуре 500 °С в течение 2 часов.

Как показали исследования, наплавленный металл 0Н13М5Х4ФСТЮ с боридами по теплостойкости не уступает быстрорежущей стали P18 при температурах до 600 °С, а при более высоких температурах значительно превосходит как сталь P18, так и мартенситно-старяющую кобальтсодержащую сталь MAR 250 по данному показателю.



1 – быстрорежущая сталь P18; 2 – штамповая сталь 50ХНМ;
3 – MAR 250; 4 – 0Н13М5Х4ФСТЮ с боридами

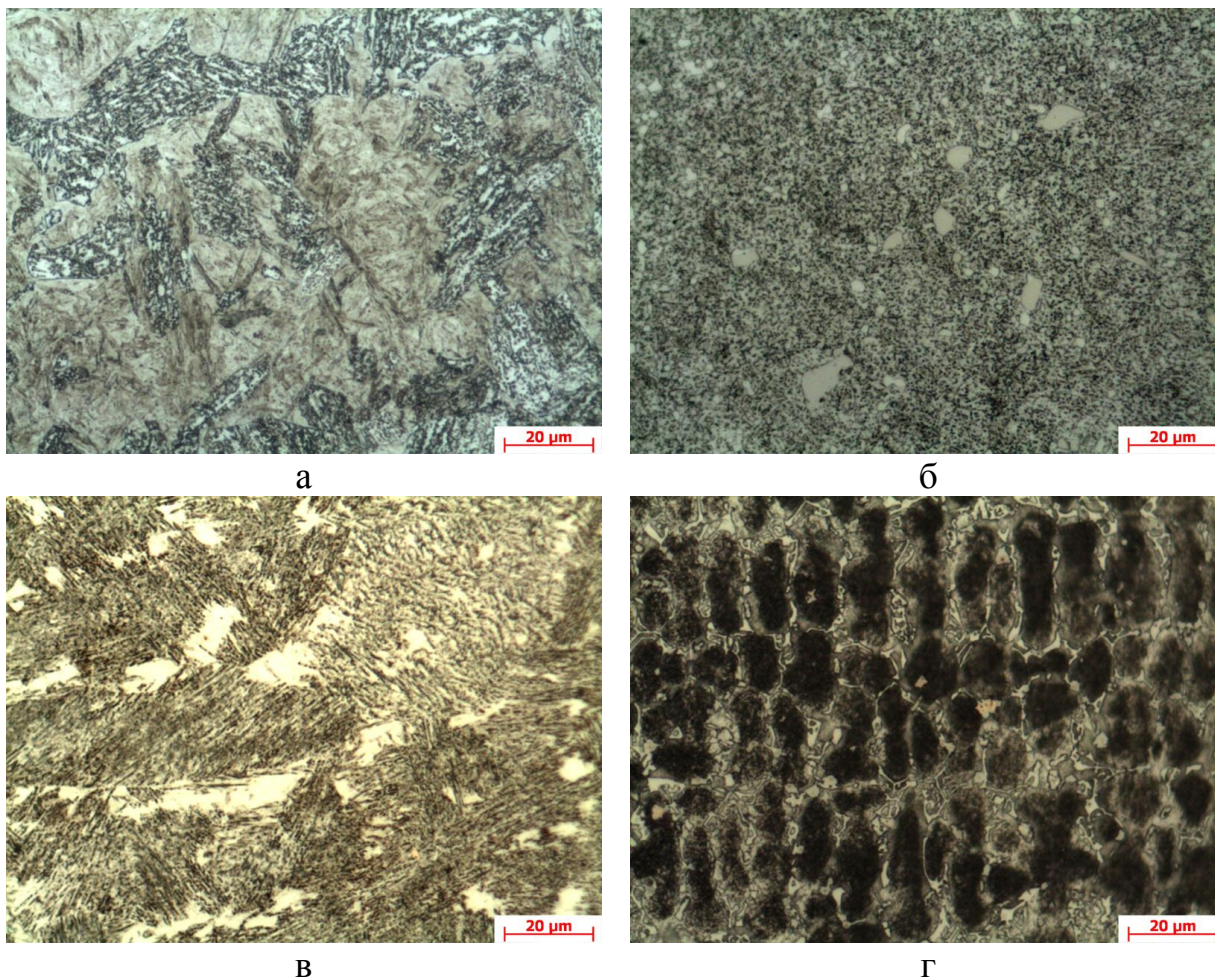
Рисунок 2 – Теплостойкость металла

Такие значения теплостойкости исследуемых сталей можно связать с их различием в составе и характере упрочняющих фаз, а также предельной температурой фазовых $\alpha \leftrightarrow \gamma$ – превращений. Низкие значения теплостойкости штамповой стали 50ХНМ можно объяснить тем, что упрочнение данной стали происходит за счет карбида цементитного типа Me_3C , который обладает низкотемпературной стабильностью (рисунок 3, а).

Упрочнение быстрорежущей стали P18 происходит специальными труднорастворимыми карбидами Me_2C и $Me_{23}C_6$, что и предопределяет её высокую теплостойкость при температурах до 600 °С, а при более высоких температурах в данной стали происходит стабилизация аустенита приводящее к резкому снижению твердости (рисунок 3, б).

Мартенситно-старееющая сталь MAR 250 упрочняется за счет интерметаллидных фаз $Ni_3(Al, Ti)$ и $(Fe, Co)_2Mo$, при нагреве данной стали свыше температур оптимального старения (500 °С) происходит коагуляция упрочняющих интерметаллидных фаз за счет растворения более мелких частиц и стабилизация остаточного аустенита (рисунок 3, в).

Упрочение стали 0Н13М5Х4ФСТЮ с боридами, в отличие от обычных мартенситно-старееющих сталей, происходит за счет эффектов как интерметаллидного, так и дисперсионного упрочнения. Кроме этого введение боридов в данную сталь приводит к образованию карбоборидной эвтектики, имеющей скелетообразный характер и зернограничное расположение, и труднорастворимых карбоборидных фаз, которые повышают температуру рекристаллизации и замедляют диффузионные процессы при высоких температурах, тем самым значительно повышают теплостойкость (рисунок 3, г).



а – штамповая сталь 50ХНМ; б – быстрорежущая сталь Р18;
в – MAR 250; г – 0Н13М5Х4ФСТЮ с боридами

Рисунок 3 – Микроструктуры металла после отпуска при 750 °С – 2 часа

Таким образом, введение боридов (B_4C , TiB_2 , ZrB_2) в мартенситно-старяющую сталь 0Н13М5Х4ФСТЮ, позволяют значительно повысить ее теплостойкость до 750 °С. Применение данной стали, в качестве наплавочного материала, позволит существенно повысить работоспособность штамповой оснастки и узлов металлургического оборудования, работающих в условиях многократно изменяющихся температур.

Библиографический список

1. Гурьев, А.М. Новые материалы и технологии для литых штампов / А.М. Гурьев. – Барнаул : Изд-во АлГТУ, 2000. – 216 с.
2. Соколов, Г.Н. Наплавка износостойких сплавов на прессовые штампы и инструмент для горячего деформирования сталей / Г.Н. Соколов, В.И. Лысак. – Волгоград : ВолгГТУ, 2005. – 284 с.
3. Геллер, Ю.А. Инструментальные мартенситностаряющие стали системы Fe-Ni-Co-Mo / Ю.А. Геллер, Л.С. Кремнев, В.А. Линник // МиТОМ. – 1976. – №5. – С. 11–14.
4. Уманский, А. П. Композиционный материал на основе карбонитрида ти-

- тана со связкой железо – хром / А. П. Уманский // Порошковая металлургия. – 2001. – № 11–12. – С. 113–117.
5. Еремин, Е. Н. Применение боридных соединений в порошковой проволоке для наплавки мартенситно-старяющей стали / Е. Н. Еремин, А. С. Лосев // Сварочное производство. – 2011. – № 10. – С. 12–15.
6. Лосев, А. С. Исследование влияния боридов на структуру и свойства мартенситно-старяющей стали / А. С. Лосев, Е. Н. Еремин // Омский научный вестник. – 2011. – № 1. – С. 29–33.

УДК 620.193: 620.197.2/.6

ИССЛЕДОВАНИЕ СПЕЦИФИКИ СТРУКТУРНЫХ ИЗМЕНЕНИЙ В ЗОНАХ ЛОКАЛЬНОГО РАЗРУШЕНИЯ ТРУБОПРОВОДНЫХ СИСТЕМ НЕФТЕПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕГО ОБОРУДОВАНИЯ

ЕВСТИГНЕЕВ А.А., ПИЦЫК В.С., МУРАВЬЕВ В.И.

ООО «РН-Комсомольский НПЗ», ktsp@knastu.ru

**Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет,
г. Комсомольск-на-Амуре, ViktorSergeevich@yandex.ru, vmuravyev@mail.ru**

До настоящего времени нет единого мнения о механизмах локального разрушения трубопроводных систем в процессе переработки нефтепродуктов, а отсюда и единого мнения по устранению причин данного явления. Данная статья посвящена анализу закономерностей эволюции структурных изменений локальных очагов разрушения элементов ТСПН с целью повышения их надежности и создания высококоррозионностойкой однородной структуры трубных заготовок.

В качестве образцов использовались вырезки из ТСПН из различных материалов, в частности стали 20 и стали марки 15Х5М. Микроструктура определялась на металлографическом микроскопе марки «Микро-200» (Россия) в диапазоне увеличений от $\times 100$ до $\times 1000$. Оцифрованные изображения в дальнейшем обрабатывались на специализированной программе Image.Pro.Plus.5.1. Толщинометрия производилась на портативном ультразвуковом толщиномере марки PANAMETRICS 26GM компании Olympus NDT (США). Химический состав металла образцов исследовали спектральным анализом на оптическом эмиссионном анализаторе марки Q4 TASMAR фирмы BRUKER (Германия). Химический состав сульфидных покрытий определялся на сканирующем электронном микроскопе марки Hitachi S3400N (Япония). На рентгенофлуоресцентном энергодисперсионном анализаторе марки RIGAKU (Япония) осуществлялся комплексный анализ химического состава образцов. Замеры коэрцитивной силы производились цифровым полуавтоматическим коэрцитиметром марки КРМ-Ц (Россия).

Как видно из данных рисунках 1 и 2 сталь подвергается всем видам коррозии, но в большей степени представлена общая коррозия и питтинговая. Питтинг (точечная коррозия) – самый опасный тип коррозии [1, 2].

Анализ эксплуатационного ресурса ТСПН ЭЛОУ-АВТ-2, -3 показал, что трубопроводные системы в одних и тех же условиях выдерживают 40-летний ресурс, но отдельные элементы достигают предельных допустимых величин менее чем через 5 лет, а в некоторых случаях и нескольких месяцев. Это как правило, зоны врезок, радиусы переходов, сварные швы прилегающие к ним участки.

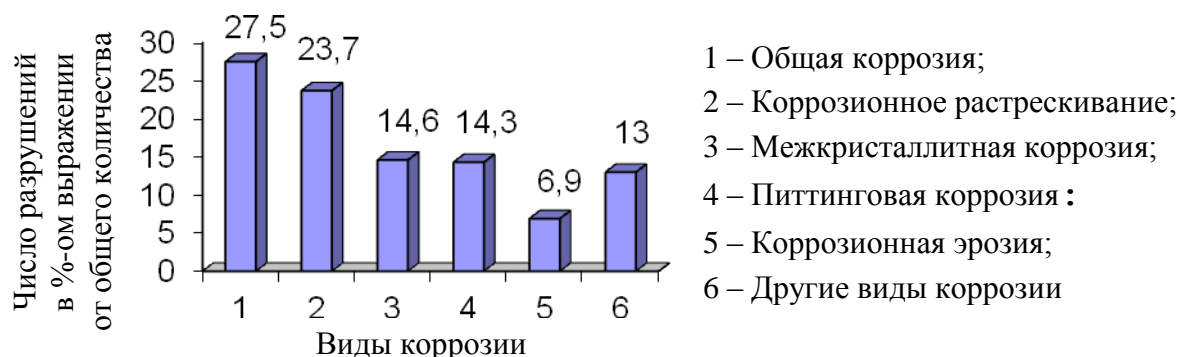
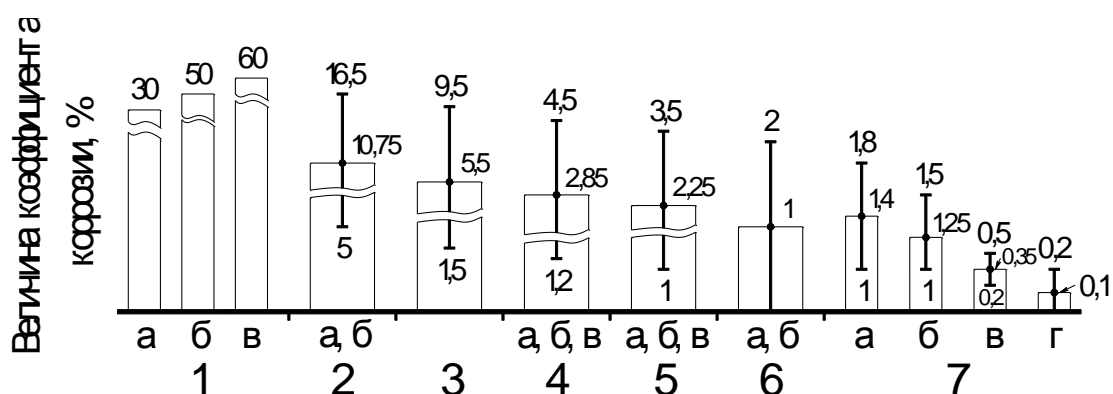


Рисунок 1 – Гистограмма результатов обследования случаев выхода из строя оборудования переработки нефтепродуктов на примере одной из зарубежной компании (685 случаев)



- 1 – Эксплуатационные: а – резервуары оперативной группы; б – резервуары смешанной формы эксплуатации; в – резервуары длительного хранения;
- 2 – Коррозионность горючего: а – химический состав горючего; б – присутствие воды и ее химический состав; 3 – Особенности конструкции;
- 4 – Способ установки резервуара: а – заглубленные и полузаглубленные; б – наземные; в – заглубленные и полузаглубленные казематного типа;
- 5 – Качество материала конструкции: а – структура и химические свойства сплава; б – технология изготовления проката; в – качество сварочных материалов; 6 – Производственные: а – кавитация; б – блуждающие точки;
- 7 – Природные: а – влияние грунтовых вод; б – влияние атмосферы; в – влияние почвы; г – влияние климата (влажность, температура, давление)

Рисунок 2 – Факторы, влияющие на развитие коррозионных процессов в стационарных резервуарах

Результаты ультразвуковой толщинометрии методом сплошного сканирования по трем сечениям отвода показали, что в зоне ламинарного потока толщина остается практически одинаковой во всех точках (на уровне

10 мм), а в местах турбулизации потока на радиусе изгиба интенсивный местный коррозионный износ. Если для сечения I (вне зоны турбулизации потока) расчетная скорость коррозии за 7-летний период эксплуатации составила около 0,3 мм/г., то в зоне турбулизации – 1,7 мм/г. Объемный характер распределения глубины поражений в развертке трубы, свидетельствует о локализации поражений в определенной зоне [3].

Исследованиями микроструктуры металла в зоне локального разрушения установлено наличие темного оттенка и измельчение зерна. Последующее скелетированное преобразование структуры поверхностного слоя позволило выявить границы раздела, количественно оценить степень деградации микроструктуры по плотности границ зерен, установить глубину охвата коррозии равную 50-65 мкм /4/. Присутствие в составе продуктов коррозии сернистых соединений (таблицы 1 и 2) свидетельствует об участии сероводорода в коррозионном процессе, т.е. высокотемпературной сероводородной коррозии.

Таблица 1 – Изменение химического состава в зоне деградации по сечению трубопровода

Материал, зона		Химический состав в % по зонам								
		C	Si	S	Cr	Mo	Mn	Ni	Cu	Fe
15X5M	коксовые отложения	-	0,615	13,5	0,467	-	0,297	0,479	1,2	80,7
	после удаления отложения		0,28	2,5	0,365		0,348	0,279	0,615	95,7
	основной металл	0,102	0,319	0,0098	5,23	0,445	0,29	0,358	0,158	92,69
Сталь 20	коксовые отложения	2,32	0,71	3,84	1,19	-	0,74	0,80	1,87	63,85
	после удаления отложения	1,19	0,35	1,233	0,69		0,87	0,57	0,92	0,93
	основной металл	0,26	0,25	0,033	0,12		0,39	0,12	0,22	98,29

Таблица 2 – Результаты химического анализа отложений

Показатель, (% масс.)	Образцы печного змеевика	Образцы отвода трубопровода
Общая сера в исходном отложении	2,19-2,39	2,5-3,9
Остаток после прокаливания	89,0	56,4
Железо	54,88	23,17
Остаток после промывки ацетоном	-	66,4
Общая сера в промытом ацетоном остатке	-	5,96-5,99
Сульфид-ион	присутствует	присутствует

Как известно, под действием вакуума температура кипения всех фракций мазута значительно снижается и в объеме потока мазута начинается интенсивное парообразование с образованием парожидкостной смеси (плотность и вязкость отличаются от мазута), что ведет к увеличению скорости потока и в конечном итоге к увеличению коррозионного износа. Таким образом, высокие скорости движения парожидкостного потока в зонах конструктивных элементов, создающих гидравлические условия для развития местных турбулентных жидкостных потоков и завихрения, вызывает разрушение защитных сульфидных пленок и кавитационно-эрозионное повреждение ТСПН.

Замеры значений коэрцитивной силы сварных соединений контрольных образцов из стали 20 и стали 15Х5М производились по периметру шва и сварных соединений на технологических трубопроводах установки замедленного коксования вдоль оси трубопровода. И в первом и во втором случае нестабильности не обнаружено, значения укладываются в нормы допуска.

Исследованиями макроструктуры и электронной фрактографией установлено наличие на внутренней поверхности змеевика плотных сплошных черных отложений продуктов коррозии, претерпевающих разрушения целыми конгломератами в локальных зонах катастрофической коррозии. Скелетированное преобразование микроструктуры позволило количественно оценить степень деградации микроструктуры по плотности границ зерен и глубину охвата коррозии равную 50-65 мкм.

В локальных микроучастков катастрофического разрушения, установлено, что отложения представляют собой продукты сульфидной коррозии металла, причем содержание серы в коксовых отложениях составляет более 13%, в оксидной пленке от 1,5 до 3,5%, кроме того выявлено повышенное содержание подвижного водорода в металле.

Турбулизация потоков вакуумного газойля и мазута, прямого бензина, в зонах конструктивных элементов, вызванная гидравлическими условиями приводит к кавитационно-эрозионному разрушению из-за низких демпфирующих свойств сульфидной пленки с коксовыми отложениями в последующем высокотемпературном сероводородном охрупчивании металла ТСПН.

Использование наряду с традиционными методами испытания механических свойств неразрушающего метода определения коэрцитивной силы ферромагнитных сплавов, особенно сварных соединений, позволяет осуществлять 100% контроль качества сварки и последующей термообработки ТСПН. Кроме того определять напряженно-деформационное состояние и остаточный эксплуатационный ресурс ТСПН.

Исследование объемной ультразвуковой толщинометрии наряду с традиционными методами точечных замеров позволяет повысить выявляемость критических кавитационно-эрозионных разрушений и предотвратить аварийные ситуации.

Библиографический список

1. Колотыркин, Я.М. Металл и коррозия / Я.М. Колотыркин. – М.: Металлургия, 1985. – 88 с.
2. Зайченко В.Н. Новые технологии ремонта стальных резервуаров / В.Н. Зайченко. – М.: ОАО «ЦНИИТЭнефтехим», 2002. – 168 с.
3. Муравьев, В.И. Влияние структурных изменений металла труб на повреждение трубопроводных систем переработки нефтепродуктов / В.И. Муравьев, П.В. Бахматов, А.В. Фролов, А.А. Евстигнеев, А.В. Бутин // Химическое и нефтегазовое машиностроение. – 2011. – №9. – С. 42-46.
4. Ким, В.А. Коррозионные процессы и ресурс работы технологических трубопроводов установки ЭЛОУ-АВТ-3 / В.А. Ким, В.И. Муравьев, С.И. Лукьянов, А.В. Бутин // Химическое и нефтегазовое машиностроение. – 2012. – №11. – С. 35-38.

УДК 621.785:669.1.08.29

ИЗУЧЕНИЕ СТРУКТУРЫ ИЗНОСОСТОЙКИХ ПОКРЫТИЙ СИСТЕМ TiB_2-Al И $TiC-Mo$, ПОЛУЧЕННЫХ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНЫМ НАПЫЛЕНИЕМ*

РОМАНОВ Д.А., ОЛЕСЮК О.В., БУДОВСКИХ Е.А., ГРОМОВ В.Е.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, romanov_da@physics.sibsiu.ru*

Композиционные покрытия системы $TiC-Mo$ обладают высокой износостойкостью и микротвердостью [1]. Формирование таких покрытий в настоящее время реализовано методом плазменного напыления в воздушной среде [1] и в вакууме [2]. Такие покрытия используются в машиностроении для защиты деталей, испытывающих повышенные нагрузки при работе в агрессивных средах и высоких температурах, например, в поршневых системах автомобильных двигателей внутреннего сгорания. Однако структура таких покрытий имеет ряд недостатков, таких как пористость, которая ухудшает их теплопроводность и снижает адгезию.

Алюминий и его сплавы обладают низкой твердостью и износостойкостью, что ограничивает область их практического использования. В ряде работ для устранения этих недостатков было использовано лазерное плакирование поверхности алюминиевых сплавов для формирования композиционных слоев, упрочненных частицами TiB_2 [3–5]. Выбор в качестве армирующих частиц TiB_2 обусловлено тем, что для этого соединения характерны высокие значения твердости, модуля упругости, оно хорошо смачивается расплавом алюминия и при этом не растворяется в нем.

* Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 12-02-12009 офи_м и госзадания Минобрнауки № 2.4807.2011.

В работе [6] было осуществлено электровзрывное карбоборирование силумина и последующая импульсно-периодическая обработка поверхности после легирования сильноточными электронными пучками. Обработка приводит к снижению коэффициента трения в 5–6 раз и увеличению микротвердости поверхностного слоя толщиной около 100 мкм до 5,5 раз по отношению к исходному материалу. Кроме того, электронно-пучковая обработка приводит к измельчению зеренной структуры алюминия и пластин кремния вплоть до субмикронных размеров, а также к формированию наноразмерных частиц интерметаллидов и боридов.

Одним из перспективных направлений развития методов электровзрывной обработки поверхности металлов и сплавов является разработка способов электровзрывного напыления (ЭВН) для повышения эксплуатационных показателей и увеличения срока службы поверхностей. ЭВН – это метод нанесения упрочняющих покрытий из продуктов электрического взрыва фольги и порошковых навесок на поверхность материалов. Метод позволяет формировать покрытия с высокой адгезией и различной структурой [6]. ЭВН без оплавления поверхности основы позволяет получать единичные слои при однократном напылении того или иного вещества, либо при многократном нанесении единичных слоев разных материалов – композиционные покрытия со слоистой структурой. Электровзрывное напыление с оплавлением поверхности и перемешиванием наносимых материалов с материалом основы позволяет получать композиционные покрытия с наполненной структурой, когда в матрице одного металла расположены включения других фаз [7]. Цель настоящей работы заключалась в создании композиционных покрытий систем TiB_2-Al и $TiC-Mo$ с наполненной структурой методом ЭВН, а также в изучении топографии их поверхности и структуры.

1. Материал и методика исследования

Электровзрывное напыление покрытий проводили на модернизированной электровзрывной установке ЭВУ 60/10М, которая описана в работе [8]. Она включает емкостный накопитель энергии и импульсный плазменный ускоритель, состоящий из коаксиально-торцевой системы электродов с размещенным на них проводником, разрядной камеры, локализующей продукты взрыва и переходящей в сопло, по которому они истекают в вакуумную технологическую камеру с остаточным давлением 100 Па. Электровзрыв происходит в результате пропускания через проводник тока большой плотности при разряде накопителя [9].

Покрытия системы $TiC-Mo$ напыляли на образцы стали 45 в отожженном состоянии, покрытия системы TiB_2-Al – на образцы технического алюминия марки АДоч. Размеры образцов 20×30×2 мм. Режим термосилового воздействия на облучаемую поверхность задавали выбором зарядного напряжения емкостного накопителя энергии установки, по которому рассчитывали поглощаемую плотность мощности [9]. ЭВН проводили с использованием композиционного электрически взрываемого материала (КЭВМ) для нанесения покрытий, представляющего собой двуслойную фольгу с заклю-

ченной в ней навеской порошка. При напылении покрытий систем TiB₂-Al и TiC-Mo фольга КЭВМ была алюминиевой или молибденовой, а навеска порошка – диборид титана или карбид титана соответственно. Параметры ЭВН образцов стали 45: поглощаемая плотность мощности 4,5 ГВт/м², диаметр молибденового сопла 20 мм, расстояние от образца до среза сопла 20 мм, масса фольги и порошковой навески КЭВМ 284 и 142 (режим 1), 284 и 213 (режим 2), 284 и 284 мг (режим 3). Параметры ЭВН образцов алюминия: поглощаемая плотность мощности 3,5 ГВт/м², диаметр алюминиевого сопла 20 мм, расстояние от образца до среза сопла 20 мм, масса фольги и порошковой навески КЭВМ составляли 100 и 50, 100 и 100, 100 и 150 мг в режимах 4, 5 и 6 соответственно.

Исследования топографии поверхности проводили с использованием оптического интерферометра Zygo NewView™ 7300. Сканирующую электронную микроскопию (СЭМ) осуществляли с использованием растрового электронного микроскопа Carl Zeiss EVO50. Количественное соотношение матрицы и включений определяли на поперечных шлифах с использованием системы анализа изображений и моделирования структур SIAMS Photolab микроскопа Olympus GX-51. Массу фольг и навесок порошка определяли с помощью аналитических весов Shimadzu AUX 120.

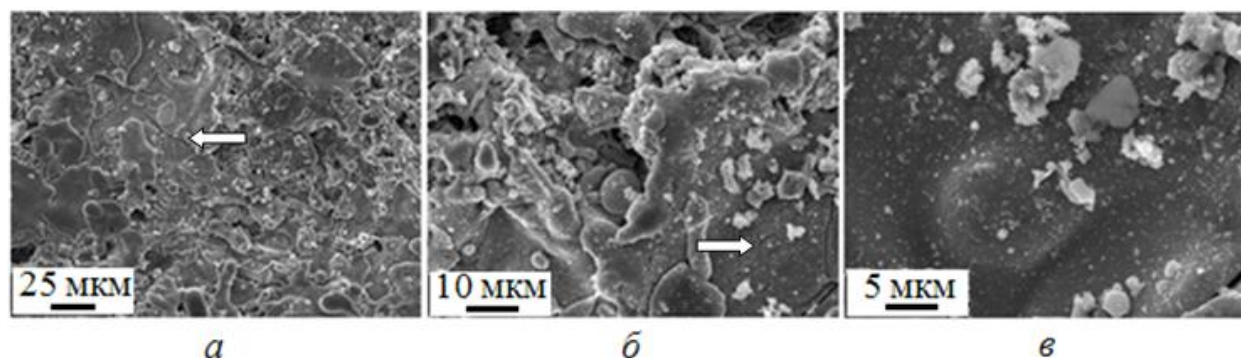
2. Результаты исследований и их обсуждение

Оптическая интерферометрия показала, что среднее арифметическое отклонение профиля для базовой поверхности покрытий системы TiC-Mo составляет $Ra = 3,0$ мкм, покрытий системы TiB₂-Al – 2,0 мкм. Увеличение параметра Ra для покрытий системы TiC-Mo по сравнению с покрытиями системы TiB₂-Al обусловлено тем, что они были получены при ЭВН с большей поглощаемой плотностью мощности. Это хорошо сочетается с известными представлениями [5], согласно которым при увеличении поглощаемой плотности мощности увеличивается конвективное перемешивание расплава и снижается скорость осаждения на поверхности конденсированных частиц продуктов взрыва из тыла струи с последующей самозакалкой.

Методом СЭМ установлено, что после ЭВН покрытий системы TiC-Mo на поверхности образуются многочисленные деформированные закристаллизовавшиеся микрокапли диаметрами от 1 до 50 мкм, осевшие на ней из тыла струи (рис. 1) и распределенные неравномерно. Микрокапли образованы молибденом и частицами порошка карбида титана (светлые области округлой формы размером 0,1–5 мкм на рисунке 1, а). Частицы карбида титана попадают в расплав молибдена в процессе формирования струи при электрическом взрыве КЭВМ. Микротрещины на поверхности покрытия (рисунок 1, а, б) образуются вследствие высокоскоростной кристаллизации покрытия.

После ЭВН покрытий системы TiB₂-Al (рисунок 2) формирующаяся на поверхности образцов структура характеризуется низким уровнем шероховатости (рисунок 2, а). На поверхности можно выделить ряд особенностей рельефа: наплывы, обусловленные радиальным течением металла от центра

пятна напыления к периферии (рисунок 2, б), микрократеры (рисунок 2, в), микротрещины (рисунок 2, з), наслоения, образовавшиеся в результате конденсации частиц продуктов взрыва фольги и порошка TiB_2 , достигающих облучаемой поверхности из тыла струи [9] (рисунок 2, д, е).



а – общий вид, *б* – микрокапли, *в* – композиционная структура микрокапли (стрелками показаны микротрещины)

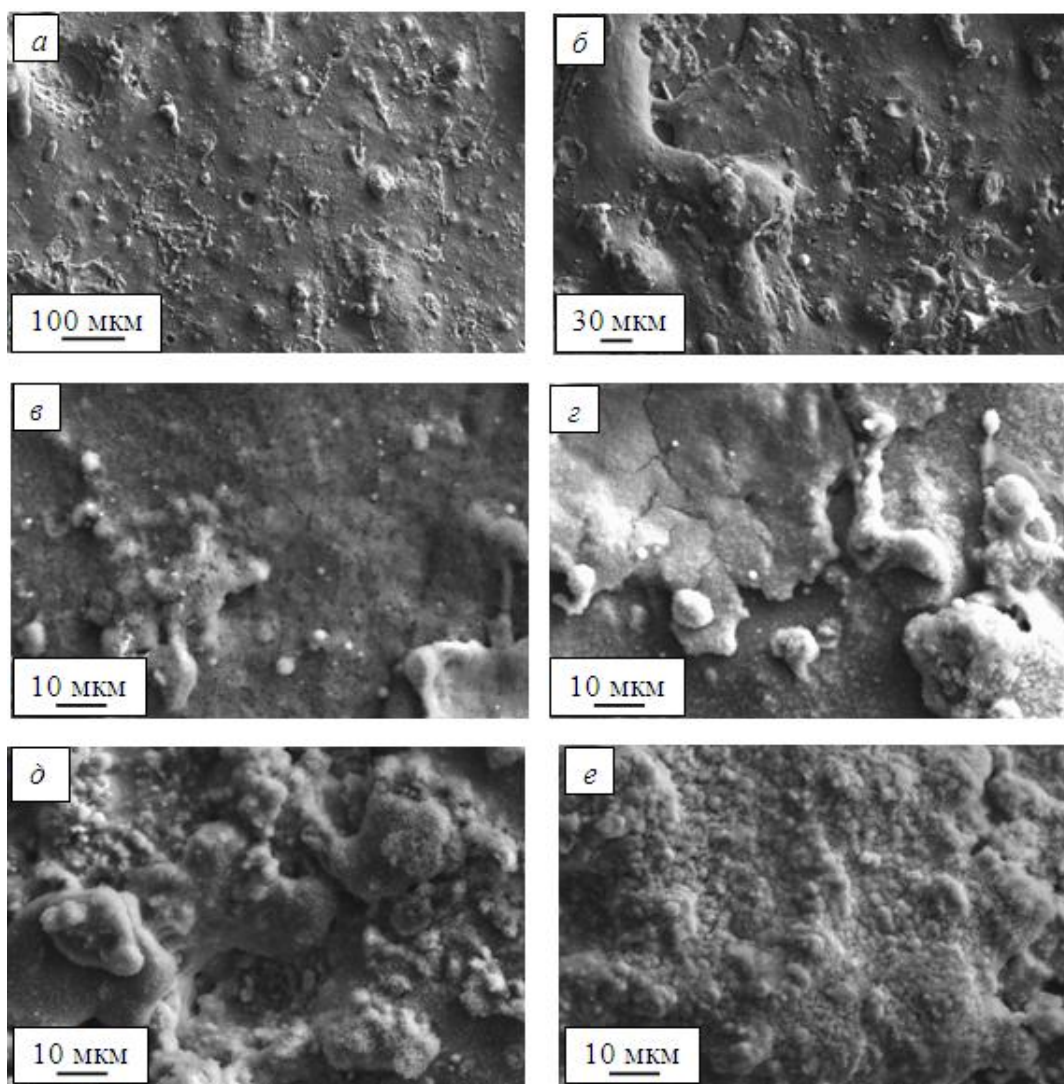
Рисунок 1 – Морфология поверхности электровзрывного композиционного покрытия системы TiC-Mo

Согласно данным СЭМ поперечных сечений покрытий системы TiC-Mo их толщина составляет 55–70 мкм (рисунок 3). На границе покрытия с основой вследствие термосилового воздействия плазменной струи на поверхность, нагреваемую до температуры плавления, формируется рельеф, который позволяет увеличивать адгезию. Более детальное изучение структуры покрытий методом СЭМ показало, что во всех режимах происходит формирование композиционных дисперсноупрочненных покрытий в тех случаях, когда в матрице расположены включения (рисунок 3).

Размер включений составляет 0,1–8,0 мкм, что соответствует размерам частиц порошка карбида титана, используемого для ЭВН. Видно, что соотношение матрицы и упрочняющих включений составляет 2:1, 1,5:1 и 1:1 для режимов 1, 2 и 3 (рисунок 4).

Покрытия характеризуются отсутствием пористости. Анализ поперечных шлифов покрытий системы TiB_2-Al показал (рисунок 5), что покрытия толщиной около 100 мкм сравнительно однородны по глубине и характеризуются отсутствием пор.

В структуре покрытий выделяются две зоны. Зона 1 имеет композиционную наполненную структуру. Исследования при больших увеличениях показали (рисунок 6), что она представлена алюминиевой матрицей с расположенными в ней упрочняющими включениями частиц диборида титана. В зависимости от режима напыления приблизительное соотношение объемов матрицы и включений составляет 1:3 (рисунок 6, а), 1:1 (рисунок 6, б), и 3:1 (рисунок 6, в) для режимов 4, 5 и 6 соответственно.



a – общий вид; *б* – наплывы; *в* – микропоры и микрократеры; *г* – микротрещины; *д* – наслоения; *е* – объемы, сформированные высокодисперсными частицами диборида титана округлой формы

Рисунок 2 – Морфология поверхности технически чистого алюминия после электровзрывного напыления композиционного покрытия системы TiB₂-Al

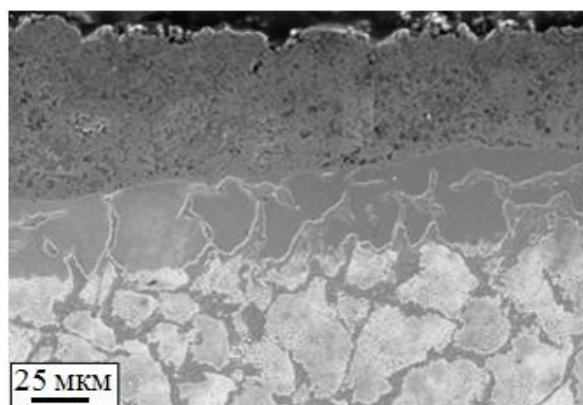
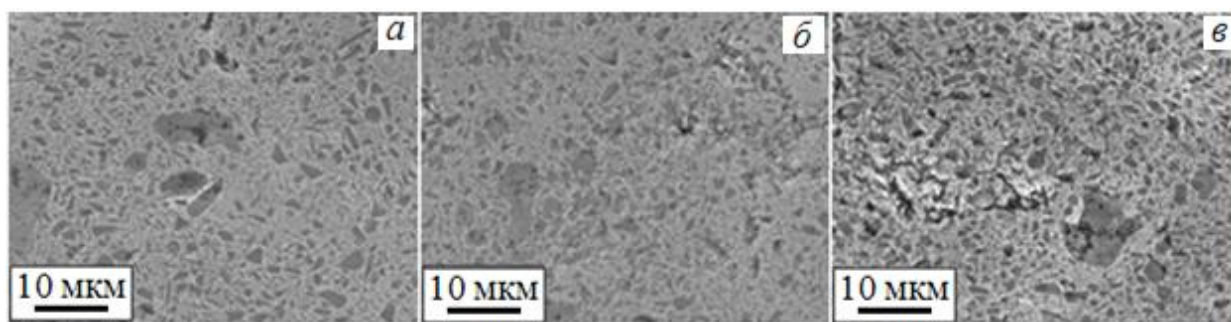


Рисунок 3 – Характерное изображение структуры покрытия системы TiC-Mo. Поперечный шлиф



a – режим 1, *б* – режим 2, *в* – режим 3

Рисунок 4 – Композиционная наполненная структура покрытий системы TiC-Mo, напыленных в различных режимах. Поперечные шлифы

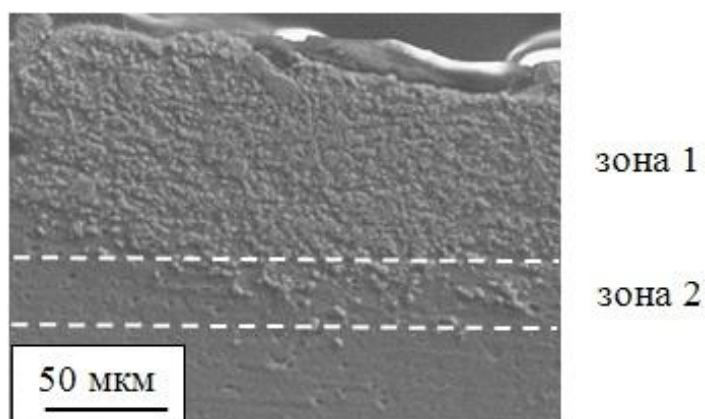
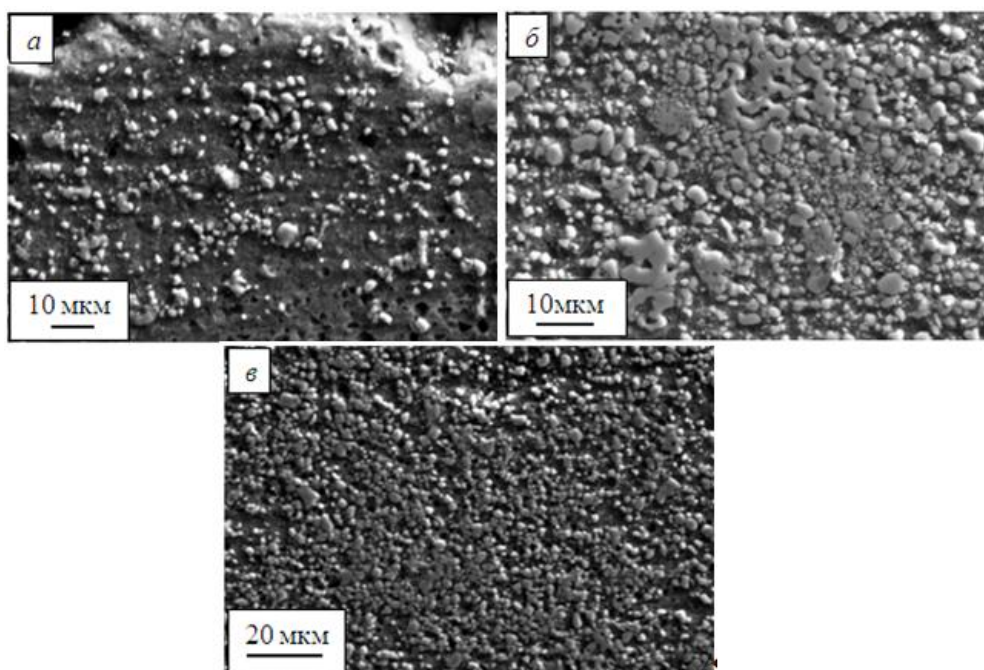


Рисунок 5 – Характерное изображение структуры покрытия системы TiB₂-Al. Поперечный шлиф

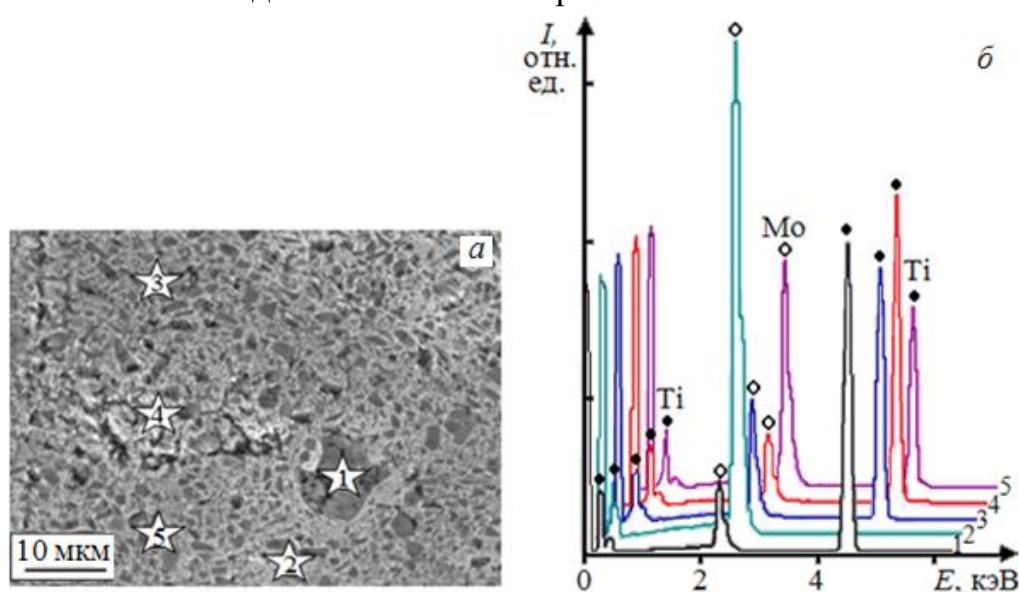


a – режим 4, *б* – режим 5, *в* – режим 6

Рисунок 6 – Композиционная наполненная структура покрытий системы TiB₂-Al, напыленных в различных режимах: Поперечные шлифы

Зона 2 является промежуточной между покрытием и основой. Ее характерная особенность заключается в том, что частицы порошка TiB_2 проникают в основу без нарушения ее сплошности. Это может быть объяснено, исходя из представлений физической мезомеханики о возникновении при напылении в поверхностном слое основы атом-вакансионных конфигурационных возбуждений и распределении растягивающих и сжимающих напряжений и деформаций на границе «сильнонеравновесный слой – основа» в виде «шахматной доски» [10, 11]. Образование этой зоны способствует обеспечению высокой адгезии покрытий с основой. Сравнивая данные СЭМ поперечных сечений покрытий систем $TiC-Mo$ и TiB_2-Al можно отметить, что соотношение матрицы и упрочняющих включений пропорционально массе фольги и порошка в КЭВМ. В процессе ЭВН огранка частиц TiC и TiB_2 сохраняется.

Рентгеноспектральный микроанализ различных участков покрытий системы $TiC-Mo$ (рисунок 7) показал, что область набора рентгеновского спектра 1, выбранная на включении размером 8 мкм, образована титаном, спектра 2, выбранная на участке покрытия без включений, – молибденом, спектров 3–5, выбранных на участках покрытия, образованными матрицей и включениями – молибденом и титаном в различном соотношении.

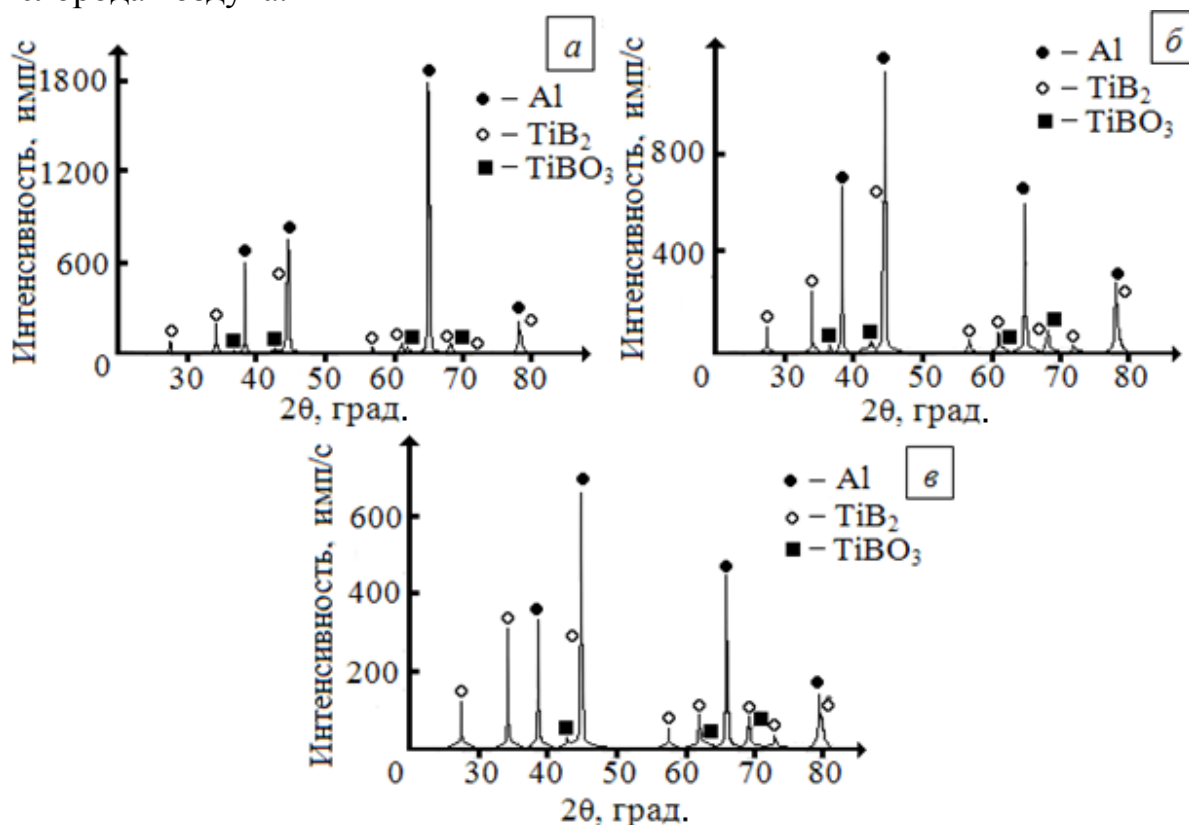


а – области набора рентгеновского спектра; б – рентгеновские спектры

Рисунок 7 – Рентгеноспектральный микроанализ покрытия системы $TiC-Mo$, напыленного в режиме 3

Содержание титана и молибдена для спектров 3–5 составляет 44 и 56, 52 и 48, 46 и 54 ат. %. На основании этих данных можно утверждать, что покрытие обладает композиционной наполненной структурой, представляющей собой молибденовую матрицу с расположенными в ней упрочняющими включениями карбида титана. Рентгенофазовый анализ покрытий системы TiB_2-Al , напыленных в различных режимах, показал (рисунок 8), что они со-

стоят из Al, TiB₂ и TiBO₃. Наличие фазы TiBO₃ можно связывать с окислением частиц диборида титана вследствие наличия в технологической камере кислорода воздуха.



а – режим 4, б – режим 5, в – режим 6

Рисунок 8 – Участки рентгенограмм покрытий системы TiB₂-Al, напыленных в различных режимах

Сопоставляя интенсивность пиков можно констатировать, что процентное содержание упрочняющих включений TiB₂ и TiBO₃ и алюминиевой матрицы составляет 25 и 75, 50 и 50, 75 и 25 % для режимов 4, 5 и 6 соответственно и согласуется с данными сканирующей электронной микроскопии. Отсутствие в покрытии алюминидов титана свидетельствует о том, что растворения частиц TiB₂ в алюминии не происходило. Сравнивая данные рентгеноспектрального и рентгенофазового анализов, можно отметить, что покрытия обеих систем обладают композиционной наполненной структурой, представляющей собой для системы TiC-Mo молибденовую матрицу с расположенными в ней упрочняющими включениями карбида титана, а для системы TiB₂-Al – молибденовую матрицу с расположенными в ней упрочняющими включениями диборида титана и незначительного количества фазы TiBO₃.

Заключение

1. Впервые электровзрывным способом получены покрытия из молибдена и карбида титана, параметр шероховатости которых *Ra* составляет 3,0 мкм. Морфология поверхности покрытий представлена композиционны-

ми микрокаплями TiC-Mo диаметрами от 1 до 50 мкм. Толщина покрытий составляет 55–70 мкм. На границе покрытия с основой формируется рельеф. Покрытие обладает композиционной наполненной структурой, представляющей собой молибденовую матрицу с расположенными в ней упрочняющими включениями карбида титана, причем соотношение матрицы и упрочняющих включений составляет 2:1, 1.5:1 и 1:1.

2. Электровзрывное напыление позволяет формировать беспористые и однородные по глубине композиционные покрытия системы Al-TiB₂ толщиной 100 мкм. Параметр шероховатости *Ra* поверхности покрытий составляет 2,0 мкм. Морфология поверхности характеризуется наличием напылов, микропор, микрократеров, микротрещин, наслоений, сформированными высокодисперсными частицами диборида титана округлой формы и каплями продуктов взрыва алюминиевой фольги. Размеры включений диборида титана в алюминиевой матрице изменяются в пределах от 0,5 до 2,5 мкм. На границе покрытия с основой при напылении происходит формирование зоны проникновения частиц диборида титана в основу без нарушения ее сплошности.

Библиографический список

1. Fukushima T. High temperature properties of TiC/Mo coatings by thermal spraying. // Journal of High Temperature Society. 2002. Vol. 28. No. 4. Pp. 171 – 175.
2. Xiaoqian G., Yaran N., Liping H., Heng J., Xuebin Z. Microstructure and tribological property of TiC-Mo coating prepared by vacuum plazma spraying. // Journal of Termal Spray Technology. 2012. Vol. 21(5). Pp. 1083 – 1089.
3. Jiang Xu, Yide Kan, Wenjin Lui In-situ synthetic TiB₂ particulate reinforced matrix composite coating on AA2024 aluminum alloy by laser cladding technology // Surf. Rev. Lett. 2005. Vol. 12. Is. 04. P. 561.
4. Popoola P.A.I., Pityana S.L., Fedotova T., Popoola O.M. YAG laser treatment of aluminium – CTiB₂ coated: optimization of corrosion properties // Materials Science-Poland. 2011. Vol. 29. No. 2. P. 92.
5. Anandkumar R., Almeida A., Vilar R. Wear behavior of Al-12Si/TiB₂ coatings produced by laser cladding // Surf. Coat. Technol. 2011. Vol. 205. Is. 13–14. P. 3824.
6. Романов Д.А., Будовских Е.А., Громов В.Е. Электровзрывное напыление электроэрозионностойких покрытий: формирование структуры, фазового состава и свойств электроэрозионностойких покрытий методом электровзрывного напыления. Saarbrucken: LAP LAMBERT Academic Publishing GmbH & Co. KG, 2012, 170 с.
7. Мэтьюз Ф., Ролингз Р. Композитные материалы. Механика и технология. М.: Техносфера, 2004. 408с.
8. Жмакин Ю.Д., Романов Д.А., Будовских Е.А. и др. Автоматизированная электровзрывная установка для повышения эксплуатационных характеристик материалов // Промышленная энергетика. 2011. № 6. с. 22-25.

9. Физические основы электровзрывного легирования металлов и сплавов: моногр. / А.Я. Багаутдинов, Е.А. Будовских, Ю.Ф. Иванов, В.Е. Громов. Новокузнецк, СибГИУ, 2007, 301 с.
10. Панин В.Е., Панин А.В., Моисеенко Д.Д. и др. Эффект «шахматной доски» в распределении напряжений и деформаций на интерфейсах в напряженном твердом теле // Докл. Акад. наук. 2006. т. 409. № 5. С. 1–5.
11. Будовских Е.А., Громов В.Е., Романов Д.А. Механизм формирования высокой адгезии электровзрывных покрытий с основой металла // Докл. Акад. наук. 2013. т.449. № 1. С.25-27.

УДК 669.04:669.12

ПРИРОДА ПОВЫШЕНИЯ УСТАЛОСТНОЙ ДОЛГОВЕЧНОСТИ СТАЛИ ЭЛЕКТРОННО-ПУЧКОВОЙ ОБРАБОТКОЙ

**Гришунин В.А., Волков К.В., Иванов Ю.Ф., Громов В.Е.,
АЛСАРАЕВА К.В., Коновалов С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,
gromov@physics.sibsiu.ru*

ОАО «ЕВРАЗ-ЗСМК», volkov_kv@nkmk.ru, г. Новокузнецк

Институт сильноточной электроники СО РАН,

*Научно-исследовательский томский политехнический университет
г. Томск, yufi@mail2000.ru*

В последние годы внимание исследователей в области физического материаловедения привлечено к изучению поверхностного упрочнения материалов за счет концентрированных потоков энергии [1]. Одним из перспективных методов преобразования поверхностного слоя металлов и сплавов без существенного изменения структуры и свойств объема в целом является электронно-пучковая обработка (ЭПО) [2].

В настоящей работе на основании анализа структурно-фазовых состояний и дефектной субструктуры поверхностных слоев, формирующихся в рельсовой стали при облучении высокоинтенсивным электронным пучком и последующих многоцикловых знакопеременных усталостных испытаниях до разрушения выявлены механизмы повышения усталостного ресурса.

В качестве материала исследования была использована рельсовая сталь Э76Ф, элементный состав которой, согласно ГОСТ Р 51685 – 2000, следующий (вес. %): (0,71-0,82) С; (0,03-0,15) V; (0,25-0,6) Si; (0,75-1,15) Mn; до 0,025 S; до 0,025 P; до 0,02 Al; остальное Fe. Перед облучением электронным пучком сталь прошла термическую обработку, позволившую сформировать перлитную структуру. Образцы облучались на установке «СОЛО» [3] при плотности энергии пучка электронов $E_S = (10, 20, 30) \text{ Дж/см}^2$.

Параметры усталостного нагружения не отличались от описанных в [4]. Морфологию поверхности облучения изучали методами сканирующей

электронной микроскопии (СЭМ) [5]. Фазовый состав и дефектную субструктуру стали анализировали методами просвечивающей электронной дифракционной микроскопии (ПЭМ) [6].

Предварительная термическая обработка стали привела к формированию поликристаллической структуры, представленной преимущественно зернами перлита пластинчатой морфологии.

В результате многоцикловых усталостных испытаний стали в исходном состоянии и после электронно-пучковой обработки выявлен режим обработки, позволяющий многократно увеличивать усталостную долговечность (рисунок 1). Усталостное разрушение стали, не обработанной электронным пучком, наступившее после $\sim 2,15 \times 10^5$ циклов (рисунок 1, усталостная долговечность необработанной стали обозначена пунктирной линией), сопровождается формированием подслоя толщиной ~ 10 мкм, на границе раздела которого с основным объемом материала располагаются микропоры.

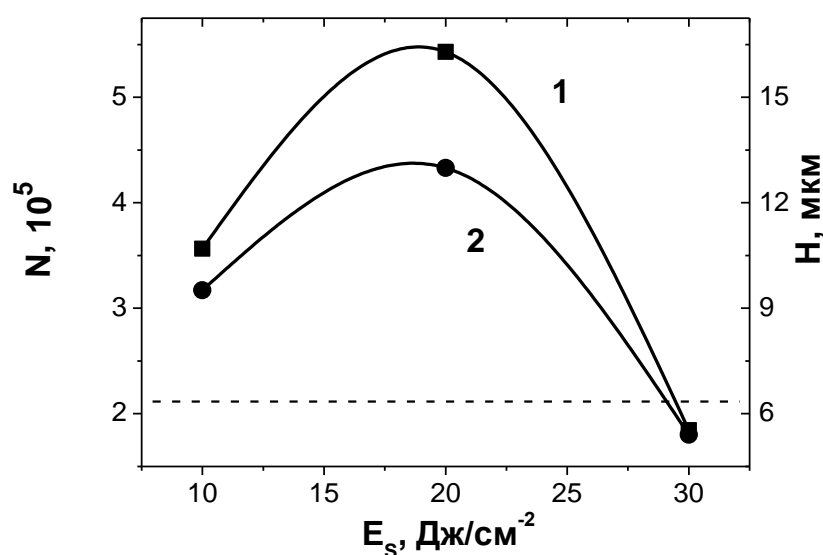


Рисунок 1 – Зависимость числа циклов до разрушения N (кривая 1) и толщины H поверхностного слоя, отделенного от основы микропорами (кривая 2) от плотности энергии пучка электронов E_s .

Пунктирной прямой отмечена величина усталостной долговечности стали в исходном состоянии

Это обстоятельство позволяет предположить, что усталостное разрушение стали зарождается в подповерхностном слое. Деформация стали в условиях усталостного нагружения сопровождается структурно-фазовым преобразованием стали: (1) разрушением пластин цементита перлитных колоний, осуществляемым перерезанием движущимися дислокациями и растворением вследствие ухода атомов углерода из кристаллической решетки цементита на дислокации; (2) повторным выделением на дислокациях наноразмерных частиц цементита (деформационное старение стали); (3) форми-

рованием субзеренной структуры; (4) формированием внутренних полей напряжений вследствие несовместности деформации соседних зерен и субзерен, α -фазы и частиц цементита. В наиболее полном объеме процессы деформационного преобразования стали протекают в слое, расположенном на глубине ~ 10 мкм.

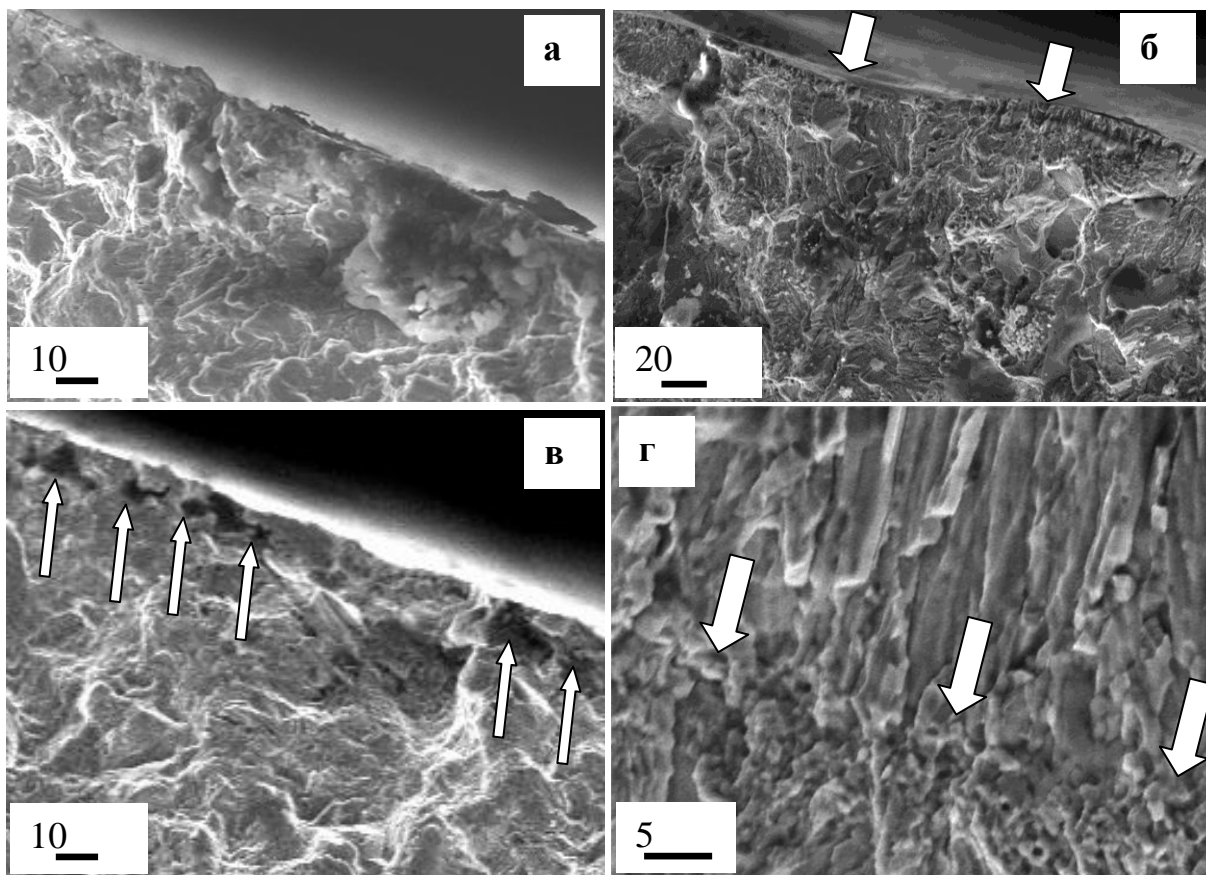
Многоцикловые усталостные испытания стали, обработанной высокоинтенсивным электронным пучком, выявили зависимость усталостной долговечности материала от плотности энергии пучка электронов E_S (рисунок 1, кривая 1). Отчетливо видно, что максимальный эффект (увеличение усталостной долговечности стали в $\sim 2,5$ раза) наблюдается при $E_S = 20$ Дж/см².

При исследовании поверхности излома образцов, обработанных электронным пучком, выявлен подслоя, характерной особенностью которого является присутствие большого количества микропор (рисунок 2). Присутствие микропор указывает на то, что разрушение стали, обработанной электронным пучком, начинается не на поверхности образца, а в подповерхностном слое. Поры располагаются упорядоченным образом, формируя строчки, расположенные параллельно поверхности облучения (рисунок 2, в).

Наиболее ярко порообразование проявляется при исследовании поверхности разрушения стали, обработанной электронным пучком при плотности энергии пучка электронов 10 Дж/см² (рис. 2, в). Размеры пор в этом случае изменяются в пределах от 1 мкм до 6 мкм. В стали, обработанной электронным пучком при большей плотности энергии пучка (20...30 Дж/см²), размеры пор существенно меньше (0,3...1,0 мкм), строчки выражены менее явно.

В работах [7,8] показано, что на границе раздела «упрочненный слой - основа» в процессе нагружения формируются мощные концентраторы напряжений, релаксация которых сопровождается растрескиванием упрочненного слоя, что приводит к преждевременному выходу из строя усталостно нагруженного материала. Наиболее ярко этот процесс выражен при плоской границе раздела таких слоев. Формирование зубчатого или игольчатого профиля границы раздела приводит к диспергированию концентраторов напряжений и способствует более однородному пластическому течению в подложке, повышая эксплуатационные характеристики поверхностно упрочненных конструкционных материалов.

Сопоставляя результаты исследования структуры стали, выявленные методами ПЭМ и СЭМ, можно отметить, что порообразование в стали, обработанной электронным пучком при плотности энергии пучка электронов 10 Дж/см², протекает в слое, разделяющем поверхностный слой, упрочненный вследствие формирования мартенситной структуры, и основной объем стали с феррито-перлитной структурой. Граница раздела данных слоев проходит преимущественно по границе раздела зерен и, следовательно, является относительно плоской, предрасположенной к формированию мощных концентраторов напряжений, релаксация которых сопровождается растрескиванием упрочненного слоя.



а – исходное состояние; б, г – после облучения электронным пучком при $E_s = 20 \text{ Дж/см}^2$; в – $E_s = 10 \text{ Дж/см}^2$

Рисунок 2 – Поверхность усталостного разрушения рельсовой стали; Стрелками указано: на (б) – поверхность, подвергнутая облучению; на (в) – поры, расположенные в подповерхностном слое; на (г) – переходный слой, разделяющий зону кристаллизации и зону термического влияния

В стали, обработанной электронным пучком при плотности энергии пучка электронов 20 Дж/см^2 , слой, в котором наблюдается порообразование, располагается преимущественно на границе раздела слоя кристаллизации и слоя термического влияния (дно ванны расплава) (рисунок 2, г). Слой кристаллизации имеет столбчатую структуру с субмикроструктурным поперечным размером столбиков. Следовательно, граница раздела «упрочненный слой - основа» имеет зубчатый или игольчатый профиль. Последнее, согласно результатам работ [7, 8], приводит к диспергированию концентраторов напряжений и способствует более однородному пластическому течению в подложке, многократно (в $\sim 2,5$ раза) повышая усталостную долговечность рельсовой стали.

Электронно-пучковая обработка стали при плотности энергии пучка электронов 30 Дж/см^2 сопровождается формированием протяженного упрочненного слоя, концентраторы напряжения в котором формируются в слое

высокоскоростной кристаллизации. На это указывает цепочка пор, располагающихся в слое на глубине (6-8) мкм. Исследования структуры стали методом тонких фольг, расположенных на данной глубине, выявили высокий уровень внутренних полей напряжений, релаксация которых приводила к формированию многочисленных микротрещин при утонении пластинки в процессе приготовления фольги. Следовательно, основной причиной низкого уровня усталостной долговечности стали, обработанной электронным пучком при плотности энергии пучка электронов 30 Дж/см^2 , являются остаточные напряжения, формирующиеся в упрочненном слое.

Таким образом, выявлен режим облучения высокоинтенсивным электронным пучком, позволяющий многократно (в $\sim 2,5$ раза) увеличить усталостную долговечность рельсовой стали. Увеличение усталостной долговечности стали, облученной электронным пучком, может быть обусловлено формированием игольчатого профиля границы раздела, приводящего к диспергированию концентраторов напряжений и способствующего более однородному пластическому течению в подложке.

Библиографический список

1. К.К. Кадыржанов, Ф.Ф. Комаров, А.Д. Погребняк, Ионно-лучевая и ионно-плазменная модификация материалов: Монография (Москва: МГУ: 2005).
2. V.P. Rotshtein, D.I. Proskurovsky, G.E. Ozur, *Surface & Coatings Technology*, №180-181: 377 (2004).
3. Ю.Ф. Иванов, Н.Н. Коваль, Низкоэнергетические электронные пучки субмиллисекундной длительности: получение и некоторые аспекты применения в области материаловедения – Гл.13 в книге «Структура и свойства перспективных металлических материалов». / Под общ. ред. А.И. Потекаева. – (Томск: НТЛ: 2007).
4. Ю.Ф. Иванов, С.В. Воробьев, С.В. Коновалов, Физические основы повышения усталостной долговечности нержавеющей сталей (Новокузнецк: Интер-Кузбасс: 2011).
5. Л. Энгеле, Г. Клингеле, Растровая электронная микроскопия. Разрушение (Москва: Металлургия: 1986).
6. Л.М. Утевский, Дифракционная электронная микроскопия в металлургии (Москва: Металлургия: 1973).
7. В.Е. Панин, А.И. Слосман, Н.А. Антипина и др., Физическая мезомеханика, Т.4, № 1: 105 (2001).
8. В.Е. Панин, А.И. Слосман, Н.А. Антипина, Известия Томского политехнического университета, №1: 30 (2003).

МЕТАЛЛОГРАФИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАК ЭФФЕКТИВНЫЙ СПОСОБ КОНТРОЛЯ ЗА КАЧЕСТВОМ КОНЕЧНОЙ ПРОДУКЦИИ*

НЕМЧИНОВА Н.В., БУЗИКОВА Т.А., БОГДАНОВИЧ А.Н.

*Иркутский государственный технический университет
г. Иркутск e-mail: ninavn@istu.edu*

Кремний, как элемент, обладающий рядом полезных для народного потребления физических и химических свойств, нашел свое применение в различных отраслях промышленности [1].

В последние годы к кремнию металлургических марок предъявляются требования по предельному содержанию в нем не только примесей железа, алюминия и кальция (согласно ГОСТ2169-69), но и других элементов (тяжелых цветных металлов, бора, фосфора, углерода). Рудное (кремнеземсодержащее) сырье, применяемое для производства кремния, должно содержать как можно меньше примесей и намазок глины, земли и пустой породы. В качестве восстановителя в процессе плавки используют углеродсодержащие материалы, обладающие большим, чем кремний, химическим сродством к кислороду при высоких температурах.

Для технического кремния достаточной считается химическая чистота до 98 масс. % по кремнию, но для «солнечного» кремния эта цифра составляет 99,99 масс. %, а для кремния электронной техники – 99,999 масс. % и выше [2].

В настоящее время существует множество методов анализа, позволяющих определить химический состав готового продукта. Главная их цель – проверка сортности или типа и композиционный анализ различных металлов и сплавов. К наиболее распространенным способам анализа фазового состава можно отнести рентгеноструктурный и металлографический.

Рентгеноструктурный анализ – метод исследования строения тел, использующий явление дифракции рентгеновских лучей. Дифракционная картина зависит от длины волны используемых рентгеновских лучей и строения объекта.

Методами рентгеноструктурного анализа изучают металлы, сплавы, минералы, неорганические и органические соединения и т.д. В ходе анализа исследуемый образец помещают на пути рентгеновских лучей и регистрируют дифракционную картину, возникающую в результате взаимодействия лучей с веществом. На следующем этапе проводится анализ дифракционной картины и расчётным путём устанавливается взаимное расположение частиц

* Исследования выполнены при поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации, соглашение 14.В37.21.1064

в пространстве, вызвавшее появление данной картины.

Металлографический анализ – это система комплексных испытаний над макро- и микроструктурой металлических материалов. Это классический способ исследования металлов на предмет посторонних включений и влияния структуры на механические, электрические, магнитные и др. свойства, который начинается с подготовки образцов и заканчивается выводом аналитических материалов о структуре материала. Проводится исследование на специализированном оптическом микроскопе [3].

Позднее термин «металлография» несколько изменил значение и стал обозначать науку о структуре металлических материалов. Как правило, результат того или иного технологического процесса контролируется металлографическим способом после его завершения. Но существует и ряд случаев включения металлографического контроля структуры непосредственно в технологический процесс.

Задачей металлографии является установление взаимосвязи между качественными и количественными характеристиками структуры, с одной стороны, и физическими, механическими, химическими, технологическими и эксплуатационными свойствами металлических материалов, с другой. Состав сплава, условия выплавки и кристаллизации, процессы обработки давлением и термообработки, а также рабочая нагрузка изменяют свойства материала. Эти изменения отражаются прежде всего на структуре и, следовательно, могут наблюдаться с помощью микроскопа и быть оценены количественно (рисунок 1).



Рисунок 1 – Макроструктура образца кремния перед шлифованием

В наших исследованиях использовался микроскоп серии GX-51 (рисунок 2), который является эргономичным, надежным инвертируемым микроскопом, специально сконструированным для выполнения всех контрольно-измерительных задач и техники испытаний материалов в целом, для входного контроля, контроля продукции, выборочной проверки технологического процесса.

Данный микроскоп оснащен цифровой камерой Altra20 и предназначен для получения в отражённом свете: светлопольных и темнопольных изо-

бражений; изображений дифференциального интерференционного контраста (DIC); изображений в поляризованном свете. Предельное увеличение микроскопа: Ч1000 (сменные объективы Ч5, Ч10, Ч20, Ч50, Ч100).



Рисунок 2 – Микроскоп серии «Olympus GX-51»

Микроскоп имеет при себе сопутствующую программу «SIAMS Photolab», предназначенную для обработки поступающих с камеры снимков, поскольку современный уровень развития науки и промышленности обуславливает необходимость применения нестандартных подходов к разработке новых технологий анализа состава, структуры и свойств новых и традиционных материалов, а одним из основных источников получения такой информации являются изображения исследуемых материалов.

Необходимость обработки большого количества изображений, проведения массового анализа исследуемых образцов и устранения субъективных ошибок, вносимых операторами, привела к созданию анализаторов изображений – специализированных компьютерных программ. Одной из последних тенденций, направленных на достижение универсальности продуктов, высокой степени наглядности процессов обработки и анализа данных в сочетании с возможностью корректировки отдельных этапов и повышением уровня автоматизации процессов является разработка и применение программных продуктов, создаваемых по технологии электронных таблиц.

Обработка изображений в «SIAMS Photolab» производится в цепочке взаимосвязанных ячеек, содержащих исходное изображение, результаты промежуточных этапов обработки, конечное обработанное изображение и результаты измерений в виде чисел, графиков и гистограмм. После создания цепочки для обработки нового образца по заданному алгоритму достаточно заменить исходное изображение. При этом имеются возможности для визуального контроля и ручной настройки параметров любого этапа обработки. Помимо автоматизированной обработки, система позволяет проводить редактирование изображений в ручном и полуавтоматическом режимах. В системе предусмотрена генерация отчетов формата MS Word и экспорт изображений, числовых и текстовых данных в наиболее распространенные форматы. Библиотека функций системы содержит практически все известные на настоящий момент универсальные и большое количество уникальных алго-

ритмов обработки изображений. Поэтому достаточно разместить в ячейке таблицы интересующую функцию, выбрав ее из списка, и настроить параметры. После применения настроек результаты обработки отображаются в ячейке. Также возможно реализовывать уникальные функции с использованием макросов.

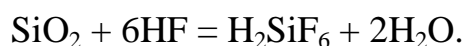
В «SIAMS Photolab» реализованы такие преимущества технологии электронных таблиц как универсальность, наглядность, простота использования, высокая степень автоматизации процесса обработки и анализа. Кроме того, система представляет собой среду для визуального моделирования, с элементами базы знаний в виде большого количества универсальных и уникальных алгоритмов обработки изображений.

По сравнению с другими способами анализа, металлографический анализ дает более наглядное изображение микроструктуры образца, позволяя при различных увеличениях наблюдать посторонние включения, которые остались после кристаллизации кремния. Оптический микроскоп «Olympus GX-51», на котором производились исследования, совместно с системой «SIAMS Photolab» дает возможность наблюдать фрагменты микроструктуры с увеличением до $\times 100$.

В наших исследованиях шлифовка образцов для металлографического исследования производилась на специальном станке с закрепленной шлифовальной бумагой на вращающемся диске. После шлифовки производилось полирование образцов кремния. Для кремния целесообразно проводить полировку алмазной пастой различной крупности (АСМ 60/40 НОМ, АСМ 20/14 НОМ, АСМ 10/7 НОМ, АСМ 3/2 НОМ). Образцы изучались в отраженном свете (белое или светлое поле), в темном поле. Применение темного поля (т.е. бокового освещения) делает включение более различимым, позволяет определить цвет, рельеф поверхности.

Для выявления полной картины микроструктуры металла образец подвергают травлению. В процессе травления увеличивается контрастность между неоднородными участками поверхности, что позволяет определить фазовый состав слитка, степень его однородности и выявить макро- и микродефекты. При травлении реактив взаимодействует с различными участками поверхности микрошлифа неодинаково, что приводит к разной степени их травления. Для решения конкретных задач для кремния разного вида (и технического, и полупроводникового) травителями могут выступать растворы кислот и щелочей.

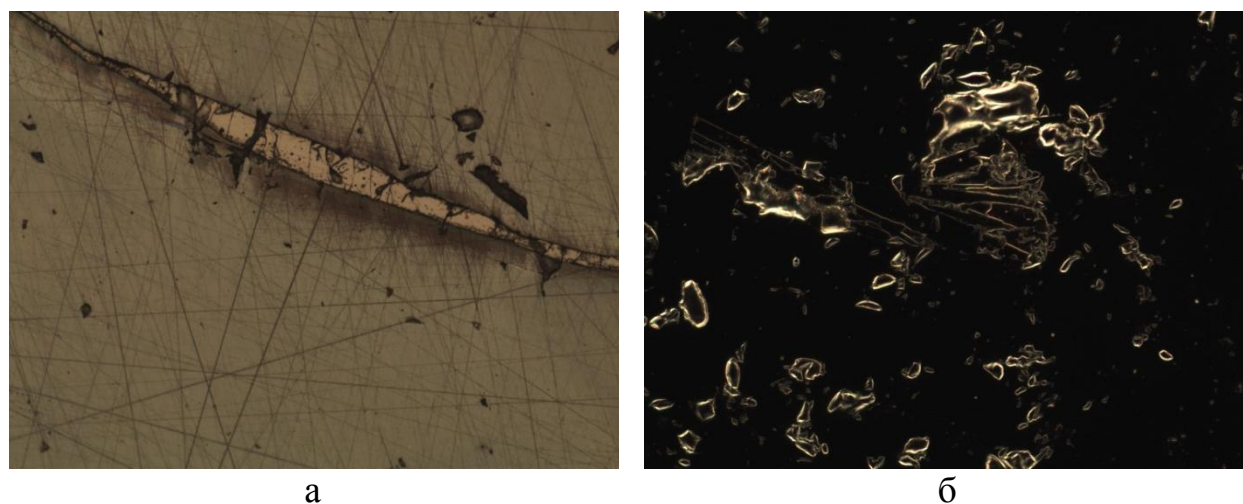
Оптимальными веществами, способствующие удалению с поверхности слоя диоксида кремния, являются растворы, содержащие ионы фтора (как правило, это водные растворы плавиковой кислоты). Реакция травления протекает по следующей схеме:



Скорость травления диоксида кремния зависит от концентрации HF_2 и HF . В наших металлографических исследованиях образцов металлургиче-

ского кремния в качестве травителя использовали 40 %-ый раствор плавиковой кислоты, которая травит границы зерен кремния и его сплавов, с последующей переполировкой микрошлифов, и травитель Дэша (смесь азотной, плавиковой и уксусной кислот в соотношении 1:3:10), с последующим обезжириванием поверхности этиловым (C_2H_5OH) спиртом [4].

Образцы кремния анализировались на микроскопе до и после травления, в светлом и темном полях. Анализ полученных фотографий показал наличие в образцах интерметаллидов (рисунок 3), а также посторонних неметаллических включений (недовосстановленных оксидов Ca и Al , карбида кремния как промежуточного продукта карботермического процесса).



а

б

а - образец без травления, светлое поле;

б - образец после травления, темное поле

Рисунок 3 – Интерметаллические включения в кремнии
(металлографическое исследование, увеличение 50х)

Полученные в результате наших исследований данные позволят усовершенствовать существующие способы рафинирования технического кремния либо предложить новые, а также подбирать более оптимальный состав загружаемых шихтовых материалов.

Библиографический список

1. Катков О.М. Термический анализ и механизм восстановления кремния из SiF_4 / О.М. Катков // Изв. вузов. Цветная металлургия, 1992. – № 3-4. – С. 81-85.
2. Немчинова Н.В., Клец В.Э. Кремний: свойства, получение, применение: учеб. пособие. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2008. – 272 с.
3. Вашуль Х. Практическая металлография. Методы изготовления образцов. – М.: Металлургия, 1988. – 320 с.
4. Немчинова Н.В. Поведение примесных элементов при производстве и рафинировании кремния: монография. – М.: Академия естествознания, 2008. – 237 с.

ГАЛЬВАНИЧЕСКИЕ КОМПОЗИЦИОННЫЕ ПОКРЫТИЯ НА ОСНОВЕ ЦИНКА С НАНОПОРОШКОМ БОРИДА ХРОМА

Ноздрин И.В., Руднева В.В., Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, kafcmet@sibsiu.ru*

Среди защитных металлических и неметаллических покрытий цинковые покрытия являются одними из наиболее эффективных и распространенных. Широкое применение антикоррозионных цинковых покрытий для защиты стальных и чугуновых изделий обусловлено следующими причинами:

- высокая природная стойкость самого цинка вследствие образования на цинке в коррозионной среде защитных пленок из продуктов коррозии;
- высокая анодность защиты стали цинкованием в атмосферных условиях и в пресной воде при температурах до 343 К; при более высоких температурах цинковое покрытие защищает сталь в агрессивных средах только механически, превращаясь из анодного покрытия в катодное;
- цинкование реализуется во многих технологических вариантах, обеспечивающих различные механизмы образования, физико-химические и эксплуатационные характеристики покрытий;
- процессы цинкования технологически относительно просты, механизированы и автоматизированы, имеют высокие технико-экономические показатели.

Благодаря этому цинковые покрытия по объему и номенклатуре защищаемых от коррозии изделий не имеют равных среди других металлических покрытий. Исходя из механизма образования и физико-химических характеристик, в настоящее время можно выделить шесть видов цинковых покрытий:

- гальванические, получаемые в растворах электролитов из солей цинка под действием электрического тока;
- металлизационные, получаемые путем распыления расплавленного цинка струей воздуха или горячего газа;
- горячецинковые, получаемые погружением в расплавленный цинк;
- диффузионные, получаемые путем химико-термической обработки в смесях на основе порошка цинка;
- цинконаполненные, представляющие собой композиции, состоящие из цинкового порошка и связующего (синтетических смол);
- комбинированные, представляющие собой комбинацию цинкового покрытия любого вида и лакокрасочного или полимерного покрытия.

При этом способ нанесения цинковых покрытий определяет такие их эксплуатационные свойства, как прочность сцепления с поверхностью покрываемого металла, твердость, пористость, коррозионная стойкость, а так-

же сферы преимущественного применения. Можно констатировать, что ни один из перечисленных способов не является универсальным и в силу разных причин имеет присущие ему технологические ограничения. Так, цинковые покрытия, полученные гальваническим способом, отличаются высокой чистотой, плотностью и однородностью структуры, вследствие чего обладает удовлетворительной механической прочностью и химической стойкостью. В качестве преимуществ данного процесса цинкования можно отметить следующие:

- электроосаждение осуществляют при сравнительно низких температурах (298 – 343 К) и плотности тока (2 – 30 А/дм²);

- возможность регулирования толщины цинкового покрытия, скорости его электроосаждения, нанесение на изделие с жесткими допусками по геометрическим размерам;

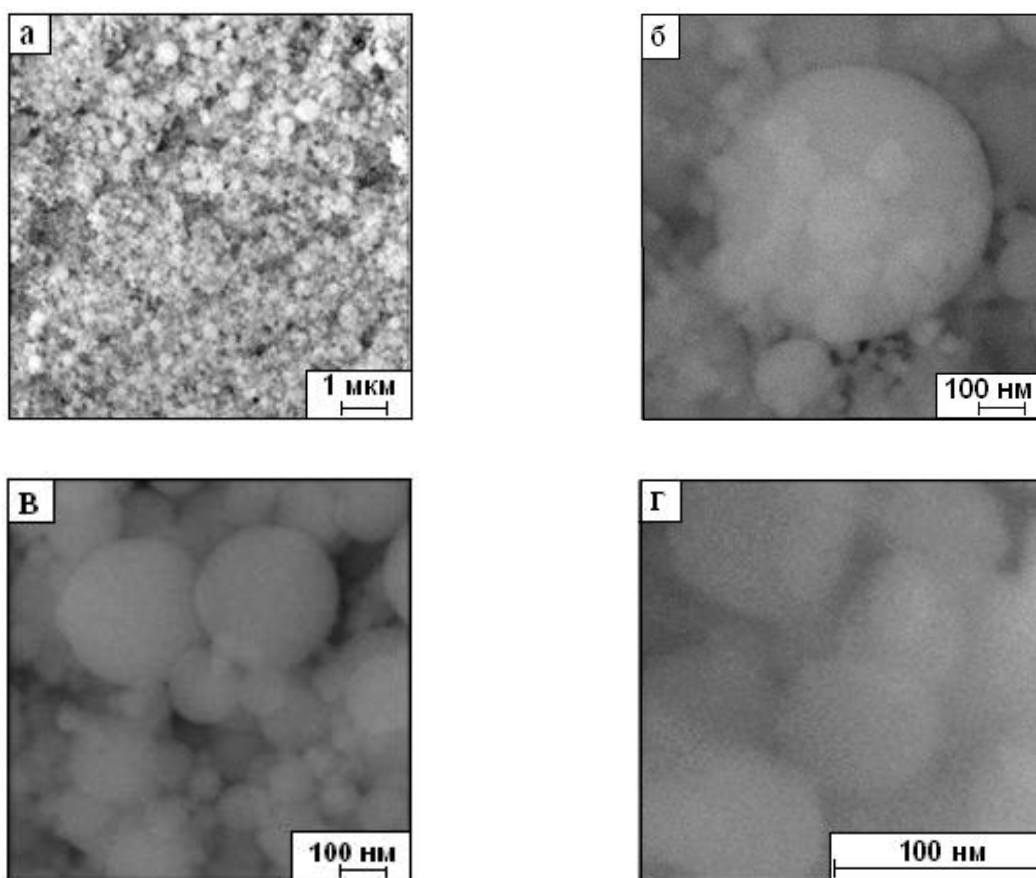
- возможность применения для защиты резьбы муфт и труб, в т.ч. нефтяного сортамента, тонкостенных труб, тогда как применение других высокотемпературных способов вызывает значительную деформацию их профиля, незаменимость при нанесении на внешнюю и внутреннюю поверхности покрытий различной толщины, либо на одну из них;

- сокращение расхода цинка по сравнению с другими в 3 – 4 раза.

Наряду с отмеченными преимуществами этот способ цинкования имеет недостатки, вообще присущие гальванической технологии: чувствительность к изменению состава электролита, возможность наводороживания и, как следствие, охрупчивания защищаемого металла с образованием в нем микротрещин и пористости, необходимость очистки растворов от механических примесей и регенерации, образование высокотоксичных сточных вод, определенные трудности в утилизации жидких и твердых отходов.

Одним из направлений улучшения эксплуатационных свойств гальванических цинковых покрытий может быть модифицирование электроосаждаемой цинковой матрицы специально вводимыми в электролит нанодисперсными добавками, значительный положительный опыт применения которых в процессах электролитического хромирования, золочения, серебрения, железнения накоплен в России и за рубежом. В связи с этим исследованы электроосаждение, коррозионная стойкость и микротвердость гальванических композиционных покрытий (ГКП) цинк – нанопорошок бориды хрома CrB₂. Содержание CrB₂ в нанопорошке составляет 95,12 % масс., а размерный диапазон наночастиц соответствует интервалу 0,20 – 0,70 нм. Микрофотографии нанопорошка бориды хрома представлены на рисунке 1. Цинковые ГКП осаждались из щелочного цинкового электролита, содержащего ZnO – 10, NaOH – 100, органическая добавка – 4 кг/м³ при температуре 298 К, катодной плотности тока 0,2 кА/м², концентрации нанопорошка бориды 6 – 8 кг/м³. В качестве анодов использовались цинковые пластинки размером 0,08×0,1 м, катодов – стальные образцы (сталь 3). Содержание бориды хрома в композиционном покрытии определялось весовым методом после растворения покрытия в 10 %-ном растворе HCl. Процент включения CrB₂ в мат-

рицу рассчитывался как отношение массы нерастворимого остатка к массе покрытия.



а – в состоянии поставки; б – морфологическая картина агрегата;
в – ансамбль частиц и агрегатов; г – отдельные частицы

Рисунок 1 – Микрофотографии нанопорошка борида хрома

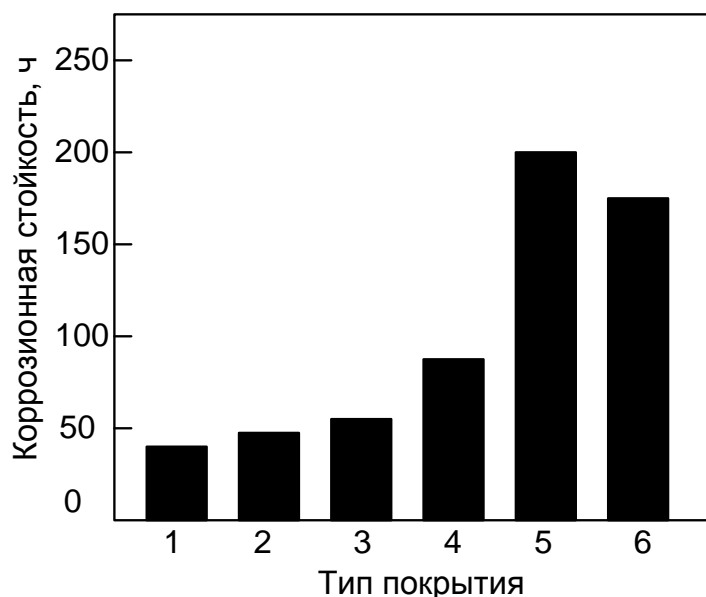
Коррозионная стойкость покрытия определялась по ГОСТ 9.308-85 методом испытания по воздействию нейтрального соляного тумана стальных образцов с осажденным композиционным покрытием толщиной 6 мкм при температуре 35 °С. Для распыления и получения солевого тумана использовался 5 %-ный раствор хлорида натрия. Коррозионную стойкость покрытий оценивали по первым признакам коррозии основы. Продолжительность испытаний составляла 240 ч. Микротвердость определялась на образцах с покрытием толщиной 10 мкм. При определении микротвердости статическая нагрузка при измерениях составляла 0,2 Н.

Выход цинка по току определялся весовым методом с помощью последовательно подключенного к электролизеру медного кулонометра.

Результаты исследования коррозионной стойкости покрытий приведены на рисунке 2. Содержание борида хрома в ГКП составило 0,64 % масс.

Цинковое и композиционное покрытия подвергались для повышения

коррозионной стойкости пассивации – хроматированию и фосфатированию. Хроматирование проводили в растворе, содержащем $\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ – 35, Na_2SO_4 – 15, HNO_3 – 7 кг/м³, при температуре 295 К в течение 20 секунд. Фосфатирование проводили в растворе, содержащем ZnO – 10, Na_3PO_4 – 50, NaNO_3 – 10 кг/м³ при температуре 345 К в течение 30 минут. Можно видеть, что введение в цинковое покрытие нанопорошка борида хрома увеличивает его коррозионную стойкость в 2,3 раза. После хроматирования коррозионная стойкость композиционного покрытия возрастает в 1,8 раза, а после фосфатирования – в 2,2 раза. На цинковых покрытиях пассивирующий эффект проявляется в меньшей мере: коррозионная стойкость возрастает соответственно в 1,5 и в 1,3 раза. Следовательно, фосфатирование композиционных покрытий оказывается более эффективно, чем хроматирование, что весьма важно и с экологической точки зрения.



1, 2, 3 – цинковые покрытия до и после фосфатирования и хроматирования,
4, 5, 6 – композиционное покрытие цинк – борид хрома до и после
фосфатирования и хроматирования

Рисунок 2 – Коррозионная стойкость гальванических цинковых покрытий

Микротвердость цинковых покрытий составляет $1,00 \pm 0,10$ ГПа, композиционных покрытий $1,20 \pm 0,10$ ГПа, т.е. выше в 1,2 раза.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что нанопорошок борида хрома при введении его в цинковую матрицу способствует формированию структуры покрытия с повышенной коррозионной стойкостью и микротвердостью.

ПОВЫШЕНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ УПОРЯДОЧЕНИЕМ ИХ СТРУКТУРНОЙ НЕОДНОРОДНОСТИ НА НИЗКИХ МАСШТАБНЫХ УРОВНЯХ В УСЛОВИЯХ ОСЛАБЛЕНИЯ МЕЖАТОМНЫХ СВЯЗЕЙ

Фролов А.В., Муравьев В.И.

*Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет
г. Комсомольск-на-амуре, ktsp@knastu.ru*

Современный уровень развития техники постоянно повышает требования к снижению весовых показателей конструкционных материалов с сохранением их эксплуатационных характеристик, особенно в области ракетостроения и авиастроения. А современные тенденции рынка к снижению себестоимости продукции гражданского назначения распространяют указанное требование практически на всю современную продукцию. Кроме того, активное развитие техносферы в настоящее время привело к значительному снижению запасов природных ископаемых, что, в свою очередь, также обуславливает необходимость совершенствования конструкционных материалов и перехода от количественных показателей к качественным, то есть перехода к использованию материалов с высокими показателями надёжности при низкой ресурсоёмкости, трудо- и энергоёмкости их изготовления.

Решение указанных задач в настоящее время осуществляется за счёт разработки новых материалов, в том числе и композиционных. Но эффективность использования ресурса механических свойств традиционных сталей и сплавов ещё остаётся на достаточно низком уровне. Так в результате закалки, а также современных технологий интенсивной пластической деформации удаётся добиться высоких показателей прочности. Но при этом пластические характеристики остаются на низком уровне, что приводит к высокой хрупкости. Традиционный отпуск позволяет значительно повысить вязкость разрушения, но при этом снижаются показатели прочности до 40 % относительно их закалённого состояния. В связи с чем задача повышения показателей вязкости разрушения при сохранении высокой прочности является важной проблемой в современном материаловедении.

Причина вышеуказанного сложившегося положения заключается в следующем. В соответствии с дислокационной теорией прочности концентрация дислокаций и степень их подвижности определяют прочностные и пластические показатели металла. Большинство традиционных технологий упрочнения направлено на создание максимальной плотности дефектной структуры. Но формируемая при этом структура получается неравномерной на мезо- наноуровнях и описывается нормальным законом распределения. Поэтому в локальных мезо- и нанообъёмах плотность дислокаций превышает предельное значение, что приводит к возникновению несплошностей, ко-

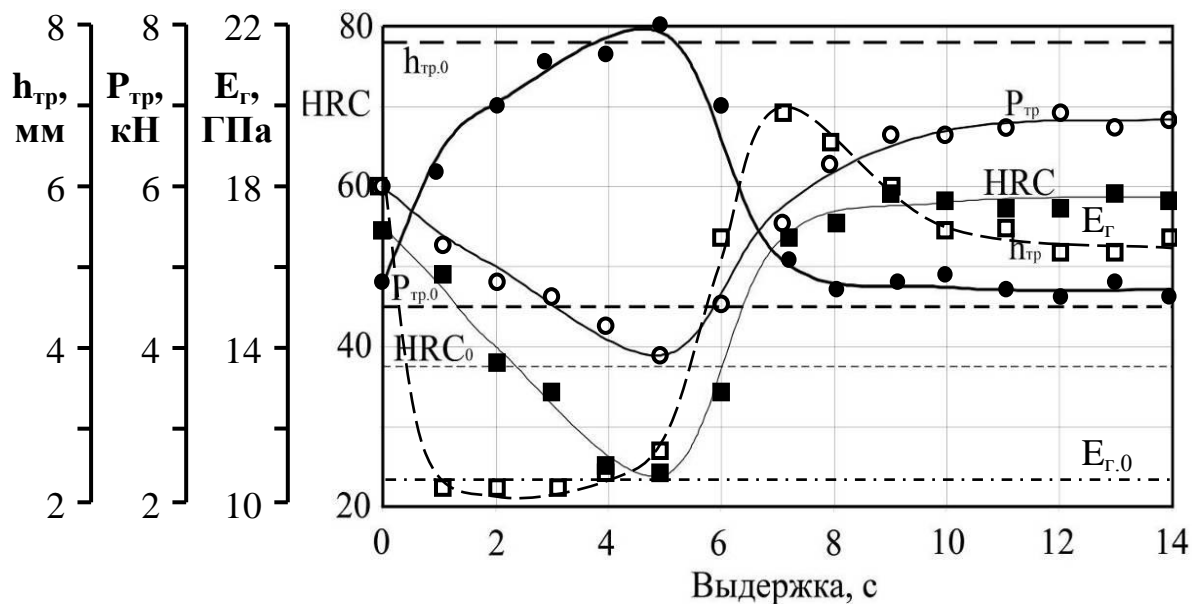
торые при дальнейшей нагрузке являются концентраторами напряжений и зародышами трещин, обуславливая высокую хрупкость материала. Для устранения этого явления применяется операция отпуска, в результате которой происходит «рассасывание» дефектов в указанных областях, что резко повышает пластические характеристики. Но при этом неизбежно снижается и общая плотность дислокаций, что приводит к снижению показателей прочности.

Разработанная авторами методика подразумевает создание предварительного наклёпа с максимально возможной плотностью дефектной структуры (закалкой, пластической деформацией и т.д.); создание условий ослабления межатомных связей; строго дозированную выдержку металла в этих условиях; и фиксацию полученной структуры. В основе методики находятся эффекты, наблюдаемые в условиях ослабления межатомных связей. Так при создании этих условий происходит снижение энергетических барьеров, закрепляющих дислокации. Дислокации под действием градиента концентраций перемещаются из зон с повышенной концентрацией в соседние зоны с пониженной концентрацией дефектов. В результате чего происходит выравнивание концентрации дислокаций с исключением указанных ранее локальных зон с закритической плотностью дефектов, но с сохранением высокой плотности дислокаций по объёму материала. Дальнейшая выдержка материала в этих условиях приводит к развитию процессов взаимодействия дислокаций, приводящих к их взаимной аннигиляции, стоку по границам зёрен и т.д., что вызывает снижение их плотности и, как следствие, снижение характеристик прочности. Поэтому управлением длительностью пребывания сплава в условиях ослабления межатомных связей можно регулировать плотность дефектной структуры и управлять свойствами металлов.

В разработанном способе управления дефектной структурой и свойствами сплавов предусматривается создание условий ослабления межатомных связей на границе полиморфных превращений при аустенитном превращении. Для фиксации полученной структуры предусматривается быстрое охлаждение сплава. Таким образом, разработанная технология предусматривает: предварительную закалку; быстрый нагрев до температуры аустенизации; строго дозированную выдержку в условиях аустенитного предпревращения; быстрое охлаждение стали.

Результаты экспериментов показывают (рисунки 1, 2), что использование аустенитного предпревращения в качестве инструмента ослабления энергии межатомной связи позволяет:

– повысить пластические показатели стали до 40 % и снизить внутренние напряжения до уровня отпущенного материала при небольшом снижении показателей прочности. Этот эффект достигается при доведении материала до границы начала предпревращения. Указанный результат достигается за счёт сохранения ранее созданной мартенситной структуры с одновременным частичным снятием искажений кристаллической решётки и рассеиванию локальных зон с закритической концентрацией дефектов;



P_{tr} и h_{tr} – нагрузка и деформация в момент образования первой трещины; E_g – потенциал Гиббса; $h_{tr.0}$, $P_{tr.0}$, HRC_0 , $E_{g.0}$ – свойства термически улучшенной стали по традиционной технологии

Рисунок 1 – Влияние изотермической выдержки при повторной аустенизации на механические свойства стали 30ХГСА при испытании на сплющивание трубных образцов

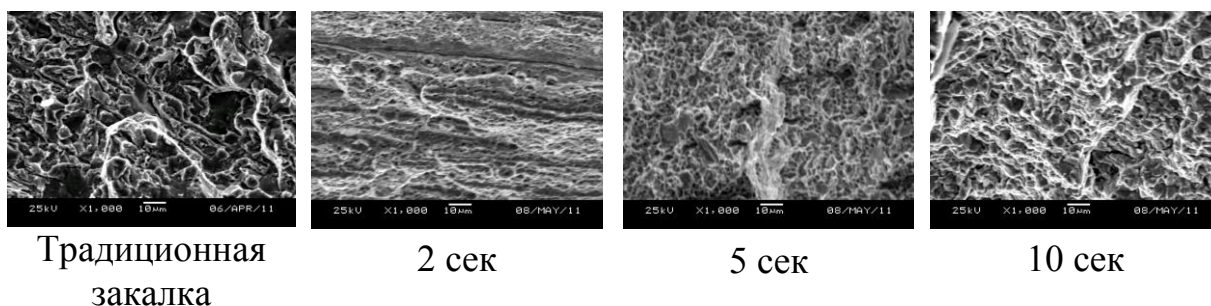


Рисунок 2 – Фрактограммы излома стали 30ХГСА после повторной аустенизации с различными выдержками при температуре аустенизации

– повысить пластические характеристики стали и максимально разупрочнить материал сверх значений, достигаемых при традиционном отпуске (до 15 %) при экономии времени до 100 раз. Эффект достигается при создании условий, соответствующих началу полиморфного превращения. Физическая основа указанного эффекта связана с процессами полигонизации и упорядочения дефектной структуры на всех масштабных уровнях, сопровождающихся не только снижением концентрации дефектов, но и формированием более оптимальной ячеистой дислокационной структуры в условиях ослабления энергии связи атомов, сопровождающимся максимальным повышением диффузионной подвижности атомов, обеспечивающих полную

многоуровневую релаксацию дефектов;

– повысить характеристики прочности до 15 % с одновременным повышением пластических показателей и вязкости разрушения до 7 %. Эффект достигается при завершении активного аустенитного превращения с исключением роста зерна аустенита. Указанные эффекты связаны с измельчением структуры и с её упорядочением в процессе повторной аустенизации, которая после охлаждения обуславливает более совершенную мелкоигольчатую мартенситную структуру.

Таким образом, технология управления дефектной структурой на низких масштабных уровнях в условиях ослабления межатомных связей на границе аустенитного превращения является перспективным инструментом формирования оптимальной дислокационной структуры и управления свойствами сталей, обеспечивающая повышение показателей пластичности с сохранением высокой прочности; повышение прочности при сохранении необходимой вязкости разрушения; либо максимально разупрочнить материал при минимальных затратах времени.

Библиографический список

1. Фролов А.В. Научные и практические основы упорядочения метастабильных гетероструктур конструкционных материалов, повышающих прочность, пластичность и надёжность изделий: автореф. На соискание уч. степени д.т.н. – Комсомольск-на-Амуре: ФГБОУВПО «КнАГТУ», 2013 – 44 с.
2. Муравьёв В.И., Фролов А.В. Управление дефектной структурой сплавов на границе фазовых превращений с использованием метода акустической эмиссии. - Комсомольск-на-Амуре: ФГБОУВПО «КнАГТУ», 2013. – 219 с.
3. Фролов А.В., Муравьёв В.И., Дмитриев Э.А. и др. Повышение эффективности технологий термической обработки сталей с использованием эффектов аустенитного предпревращения и метода акустической эмиссии. - Фундаментальные проблемы современного материаловедения, № 4. 2011. – с. 83 – 89.
4. Фролов А.В., Муравьёв В.И., Ким В.А. и др. О резервах традиционных технологий термической обработки сталей на пути повышения эксплуатационных свойств изделий. - Заготовительные производства в машиностроении, № 2. 2012. – с. 39 – 43.
5. Фролов А.В., Муравьёв В.И., Мартынюк А.М. и др. Влияние фазовых превращений на субструктуру и свойства среднелегированных сталей. - Металлургия машиностроения, № 2. 2012. – с. 6 – 10.

ВЛИЯНИЕ МАГНИТНОГО ПОЛЯ НА МИКРОСТРУКТУРУ МЕДИ М00Б, РАЗРУШЕННОЙ В УСЛОВИЯХ ПОЛЗУЧЕСТИ

**ЗАГУЛЯЕВ Д.В., КОНОВАЛОВ С.В., ЛИТВИНЕНКО Н.Г.,
КОМИССАРОВА И.А., АЛСАРАЕВА К.В., ГРОМОВ В.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, zagulyaev_dv@physics.sibsiu.ru*

Введение

В настоящее время при производстве деталей и узлов ответственного назначения, изготавливаемых из металлических материалов и сплавов, широко применяются внешние энергетические воздействия, такие как плазменная, термическая, лазерная и др. виды обработок [1, 2]. Связано это с тем, что к таким деталям и узлам предъявляются жесткие требования со стороны их эксплуатационных характеристик. Как правило, все виды внешних воздействий направлены на изменение структуры, фазового состава, улучшение физических и механических характеристик металлов и сплавов за счет значительного термического, химического и др. воздействий, что положительно сказывается на их эксплуатационных характеристиках. Однако, данные виды воздействий проводятся непосредственно перед вводом изделий в эксплуатацию с целью задания исходной начальной структуры и физических свойств. Методов и методик, позволяющих обрабатывать изделия, непосредственно подвергающиеся пластической деформации, практически неизвестны, за исключением токовой импульсной обработки, позволяющей восстанавливать усталостный ресурс металлических изделий, а также снижать затраты на обработку металлов давлением за счет снижения сопротивления металла деформированию и повышению его пластичности при пропускании по нему электрического тока [3, 4].

С другой стороны одной из первостепенных задач физического материаловедения является управление свойствами материалов подвергнутых процессу пластической деформации путем изменения их микроструктуры различными внешними энергетическими воздействиями.

В связи с вышеизложенным предлагаемая работа является актуальной и своевременной, поскольку ее цель состоит в установлении изменений микроструктуры меди при деформации в условиях ползучести с одновременным действием магнитного поля и без него. Решение этой проблемы в дальнейшем позволит разработать новые эффективные методы модификации физических и механических свойств металлических материалов, подвергающихся пластической деформации.

Материалы и методика эксперимента

В качестве материала для исследований использована поликристаллическая медь (таблица 1), которая находит обширное применение для изго-

товления кабельно-проводниковой продукции наиболее подверженной процессу ползучести. Кроме того, медь обладает диамагнитными свойствами и ее абсолютная величина магнитной восприимчивости мала и слабо зависит как от напряжённости магнитного поля, так и от температуры, что делает исследования проводимые на такого рода материалах пионерскими, а результаты исследований непрогнозируемыми.

Таблица 1 – Химический состав исследуемого материала

Массовая доля, %										
Cu	Bi	Fe	Ni	Zn	Sn	Sb	As	Pb	S	P
99,9915	<0,0001	0,001	0,001	<0,0008	<0,001	<0,001	<0,001	0,0006	<0,001	<0,001

Растяжение образцов в режиме ползучести проводили с помощью испытательной машины на растяжение, сконструированной в СибГИУ при комнатной температуре и постоянном растягивающем напряжении $\sigma = 130$ МПа [5]. В качестве образцов использовали цилиндры из поликристаллической меди диаметром 1,2 мм и длиной рабочей части 130 мм, подвергнутые предварительной термической обработке на воздухе (отжиг при температуре 700 °С в течение 2 ч и последующее охлаждение в воде, которое необходимо для снятия окалины, возникающей при отжиге [6]). Для проявления структуры меди использовали травитель, состоящий из FeCl₃ – 3 г, HCl – 2,5 мл, C₂H₅OH – 100 мл.

В качестве источника магнитного поля использовали электромагнит, имеющий возможность регулирования индукции магнитного поля. Геометрия магнитного поля не изменялась во всех испытаниях. Индукция магнитного поля измерялась милитесламетром с точностью до $1 \cdot 10^{-5}$ Тл и составляла 0,35 Тл.

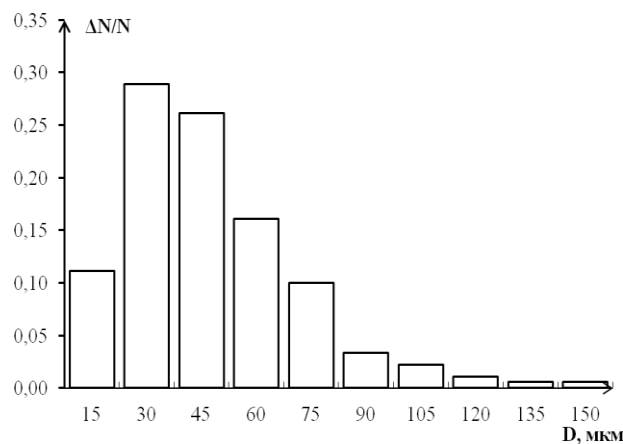
Анализ структуры материала проводили с помощью оптического микроскопа Olympus GX51 для трех случаев: 1) в исходном состоянии; 2) разрушенном в условиях ползучести без воздействия магнитного поля; 3) разрушенном в условиях ползучести при воздействии магнитного поля 0,35 Тл. Для второго и третьего случаев анализ структуры проводили не менее чем по пяти фотографиям вблизи поверхности разрушения с последующим удалением от нее на 2, 4, 6, 8 и 10 мм.

Экспериментальные результаты и их обсуждение

Типичная зеренная структура меди М00б в исходном состоянии приведена на рисунке 1. Проведенный анализ показал, что в исходном состоянии структура характеризуется преимущественно изотропными зернами рекристаллизационного происхождения, кроме того присутствуют двойники отжига. Зеренный ансамбль представлен разнообразными размерами кристаллитов. Минимальное значение размера зерен составляет 6,7 мкм, максимальное 147,4 мкм. Распределение зерен по размерам в исходном состоянии приведено на рисунке 2. Отчетливо видно, что представление распределения является одномодалным и может быть описано логарифмически нормальным законом.



Рисунок 1 – Оптическое изображение исходной структуры меди M006



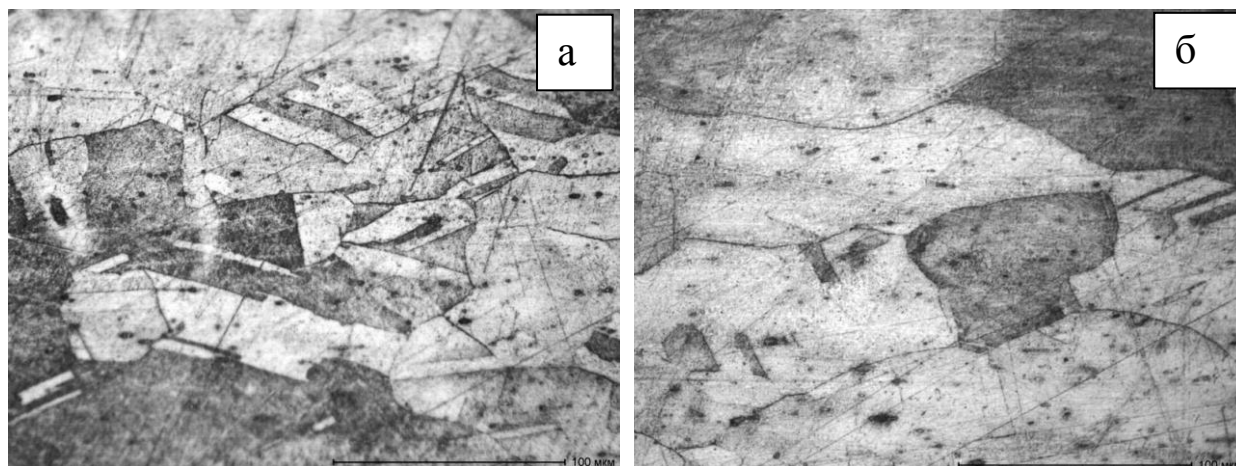
ΔN – число зерен, имеющих размеры из указанного интервала;
 N – общее число зерен

Рисунок 2 – Распределение зерен по размеру в среднем по образцу в исходном состоянии меди M006

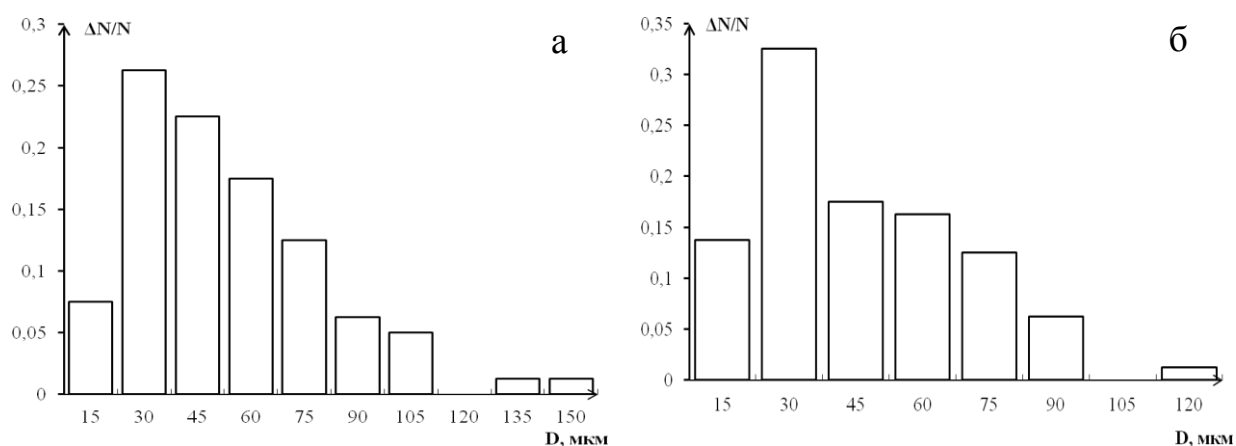
Средний размер зерен по всему материалу в исходном состоянии составляет $40,2 \pm 4,9$ мкм. Средний размер зерен совпадает с наиболее вероятным, что говорит о завершенности процесса собирательной рекристаллизации.

Металлографические исследования зеренной структуры травленного шлифа разрушенного в условиях ползучести проводили на расстояниях 2, 4, 6, 8, 10 мм от поверхности разрушения, это позволило выявить зеренную неоднородность при удалении от поверхности разрушения. Характерные микрофотографии структуры представлены на рисунке 3а. Анализ микрофотографий показал, что структура материала характеризуется преимущественно анизотропными кристаллитами, вытянутыми в направлении растяжения с коэффициентом анизотропии равным 3. Кроме того, было обнаружено, что в структуре материала появляются двойники деформации. В результате проведенных исследований было установлено, что ползучесть не приводит к из-

менению средних размеров зерен, которое составляет $41,2 \pm 5$ мкм, однако присутствуют области на расстоянии 10 мм от поверхности разрушения с зернами относительного большого размера 135-150 мкм (рисунок 3б). Минимальное значение размера зерен составляет 5,9 мкм, максимальное 149,6 мкм.



расстояние от поверхности разрушения: а – 8 мм; б – 10 мм
Рисунок 3 – Оптическое изображение структуры меди М00б, разрушенной в условиях ползучести



расстояние от поверхности разрушения: а – 2 мм; б – 8 мм
 ΔN – число зерен, имеющих размеры из указанного интервала;
 N – общее число зерен

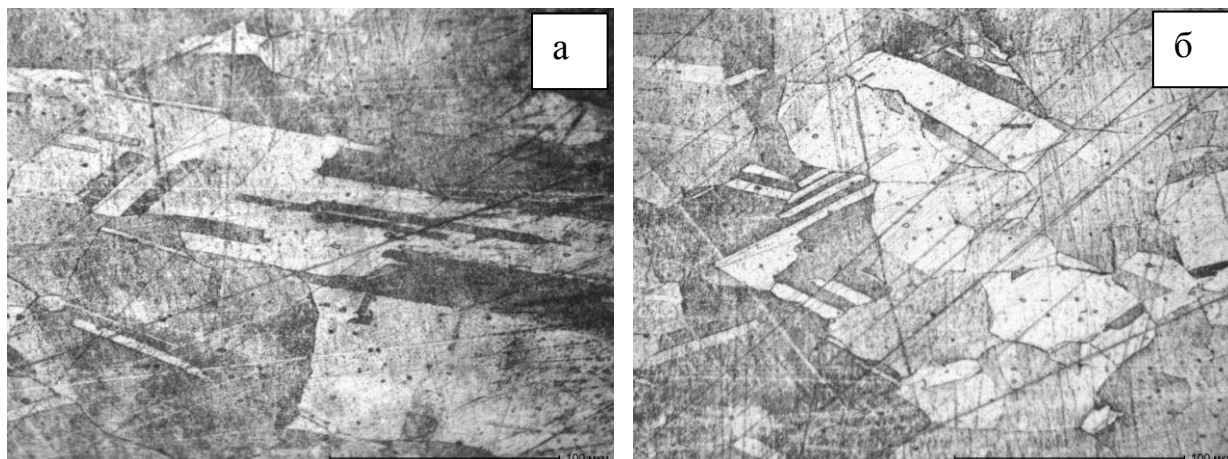
Рисунок 4 – Распределение зерен по размеру в меди М00б, разрушенной в условиях ползучести

Распределение зерен по размерам в образцах, разрушенных в условиях ползучести, приведено на рисунке 4. Представленные распределения являются одномодальными и могут быть описаны логарифмически нормальным законом.

Характерные микрофотографии структуры меди разрушенной в условиях ползучести с одновременным действием магнитного поля представлены на рисунке 5. Структура материала, как и в случае разрушения без магнитно-

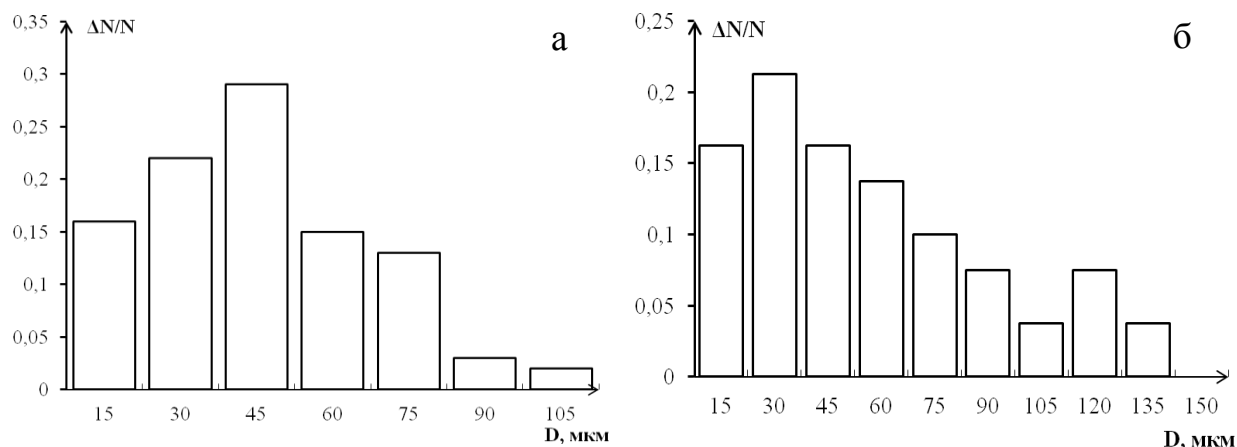
го поля, характеризуется преимущественно анизотропными зернами, вытянутыми в направлении растяжения с коэффициентом анизотропии равным 3, однако наблюдается более выраженная текстура деформации (рисунок 5, а), также присутствуют двойники деформации.

Разрушение меди в режиме ползучести с одновременным действием магнитного поля 0,35 Тл приводит к увеличению наиболее вероятного значения размеров зерен, которое перестает совпадать со средним размером зерен ($42,8 \pm 4,1$ мкм) в отличие от предыдущих случаев (рисунок 6, а).



расстояние от поверхности разрушения: а – 8 мм; б – 10 мм

Рисунок 5 – Оптическое изображение структуры меди М00б, разрушенной в условиях ползучести при действии магнитного поля 0,35 Тл



расстояние от поверхности разрушения: а – 2 мм; б – 8 мм

ΔN – число зерен, имеющих размеры из указанного интервала;

N – общее число зерен

Рисунок 6 – Распределение зерен по размеру в меди М00б, разрушенной в условиях ползучести в присутствии магнитного поля 0,35 Тл

Анализ распределений зерен по размерам показывает, что на расстоянии 2, 4 и 10 мм от поверхности разрушения распределения являются одно-модальными и могут быть описаны логарифмически нормальным законом, а на расстоянии 6 и 8 мм бимодальными.

Заключение

В результате выполнения работы было установлено, что деформация в условиях ползучести с одновременным действием магнитного поля приводит к увеличению наиболее вероятного размера зерен при этом несущественно меняет средний размер зерен. Магнитное поле не влияет на образование двойников деформации, однако изменяет характер распределения зерен по размеру с одномодального на бимодальный.

Библиографический список

1. Бащенко, Л.П. Электровзрывное науглероживание титана: рельеф, структура и твердость / Л.П. Бащенко, Н.А. Соскова, Е.А. Будовских, Ю.Ф. Иванов [и др.] // Деформация и разрушение материалов. – 2012. – № 3. – С. 15–19.
2. Иванов, Ю.Ф. Электронно-пучковая обработка поверхности сплавов на основе титана, модифицированных плазмой электрического взрыва проводящего материала / Ю.Ф. Иванов, Громов В.Е., Соскова Н.А. [и др.] // Изв. РАН. Сер. физ. – 2012. – Т. 76. – № 11. – С. 1393–1399.
3. Иванов, Ю.Ф. Усталостная долговечность стали мартенситного класса, модифицированной высокоинтенсивными электронными пучками / Ю. Ф. Иванов, Д.А. Бессонов, С.В. Воробьев [и др.] // Новокузнецк: Интер-Кузбасс, 2011. – 259 с.
4. Иванов, Ю.Ф. Эволюция структуры и фазового состава стали 20Х13 в процессе упрочняющей электронно-пучковой обработки и последующего усталостного нагружения / Ю.Ф. Иванов, В.Е. Громов, Д.А. Бессонов [и др.] // Деформация и разрушение материалов. – 2011. – № 12. – С. 19 – 23.
5. Коновалов, С.В. Автоматизированная установка для регистрации и анализа ползучести металлов и сплавов / С.В. Коновалов [и др.] // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. – 2007. – № 8. – С. 64–66.
6. Захаров Б.П. Термическая обработка металлов. — М. : Машгиз, 1957. — 302 с.

УДК 669.017

РЕЛАКСАЦИЯ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ СЛАБЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЯХ

**НЕВСКИЙ С.А., КОНОВАЛОВ С.В., АЛСАРАЕВА К.В.,
ФЕФИЛОВА А.А., ГРОМОВ В.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, nevskiy@physics.sibsiu.ru*

Для экспериментального исследования пластических и прочностных свойств металлов помимо активной деформации и ползучести применяют метод релаксации напряжений. Изучение релаксации напряжений важно не

только с научной, но и с практической точки зрения. В условиях релаксации напряжений работают все напряженные механические соединения и упруго-напряженные детали, в ряде случаев, при расчетах на прочность, критерии релаксации напряжений становятся решающими [1]. В этой связи актуальной проблемой физического материаловедения является разработка способов управления релаксацией напряжений. Но для разработки этих способов необходимо изучение физической природы влияния данных воздействий. В настоящей работе исследуется влияние слабых электрических воздействий на данный процесс.

В качестве модельного материала был выбран технически чистый алюминий марки А85, размеры образцов которого составляли: высота 16 мм, площадь поперечного сечения 114 мм^2 , подвергавшиеся рекристаллизационному отжигу при 773 К в течение 2-х часов. Отжиг проводился для снятия внутренних напряжений. Электрическое состояние поверхности образцов изменяли с помощью стабилизированного источника питания в момент начала релаксации напряжений. Во избежание протекания тока через образец, он и испытательная установка изолировались от земли. Механические испытания проводились на установке Instron-1185. Релаксация напряжений началась при $\sigma_0 = 0,89\sigma_T$; σ_T ; $1,5\sigma_T$, где σ_T – предел текучести, величина которого, определенная из опытов на активную деформацию сжатия, составила $36,8 \text{ МПа}$. Из релаксационных кривых определялся активационный объем по методике [2]. После механических испытаний образцов, для определения параметра микроискажений решетки, проводился их рентгеноструктурный анализ.

На рисунке 1 приведены зависимости активационного объема γ от начального напряжения. Анализ этих зависимостей показывает, что наибольший отклик на слабые электрические воздействия приходится на начальное напряжение $0,89\sigma_T$. Это может быть связано с тем, что при таких напряжениях основную роль играет поверхность материала, которая является источником дислокаций, увеличивая их плотность, о чем говорят изменения параметра микродеформации решетки (рисунок 2).

Из зависимостей, представленных на рисунке 2, следует, что наибольшее воздействие электрического потенциала приводится на значение 1 В . Это подтверждают данные электронной микроскопии. Электронно-микроскопические исследования [3] показали, что в материале испытанном на релаксацию напряжений при потенциале 1 В , помимо хаотической и сетчатой дислокационной субструктуры присутствует полосовая дислокационная субструктура, объемная доля которой составляет $0,21$. Таким образом, доказано, что приложение электрического потенциала приводит к ускорению процесса релаксации напряжений.

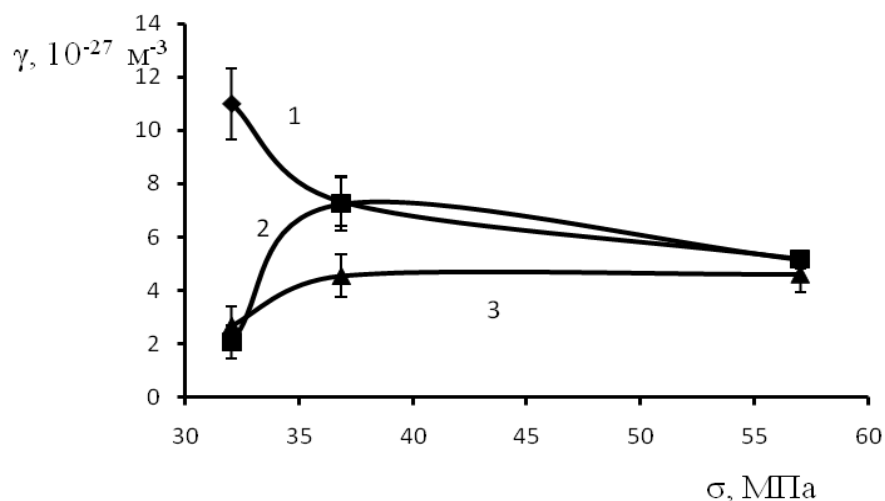


Рисунок 1 – Зависимость активационного объема от напряжения начала релаксации при различных значениях потенциала (1 – 0 В, 2 – 0,5 В, 3 – 1 В)

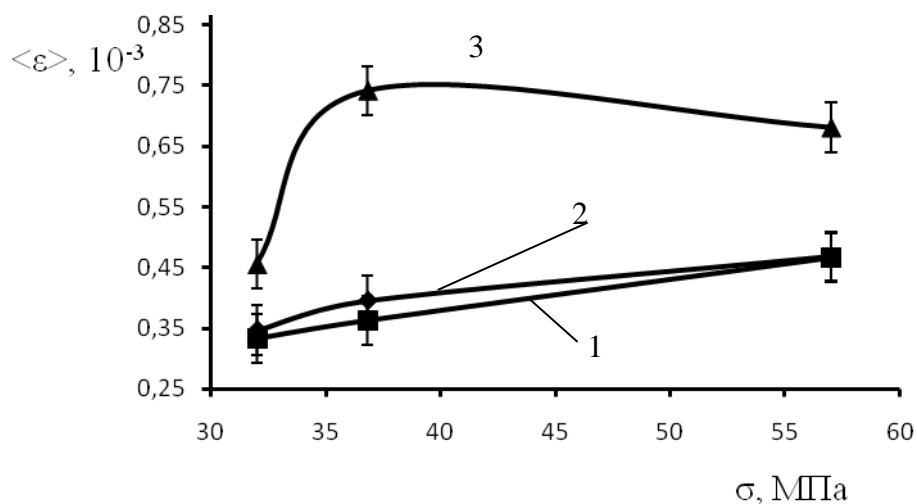


Рисунок 2 – Зависимость параметра микродеформации от напряжения начала релаксации при различных значениях потенциала (1 – 0 В, 2 – 0,5 В, 3 – 1 В)

Библиографический список

1. Борздыка, А. М. Релаксация напряжений в металлах и сплавах [Текст] / А. М. Борздыка, Л. Б. Гецов. – М.: Металлургия, 1978. – 256 с.
2. Dotsenko, V. I. Stress relaxation in crystals [Text] / V. I. Dotsenko // Physica Status Solidi (b). – 1979. – V. 93. – P. 11–43.
3. Невский, С. А. Эволюция дислокационной субструктуры алюминия при релаксации напряжений в условиях слабых электрических воздействий [Текст] / С. А. Невский, Ю. Ф. Иванов, С. В. Коновалов [и др.] // Вопросы материаловедения. – 2011. – № 4. – С. 45 – 51.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ МАГНИТНО-ИМПУЛЬСНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ДЛЯ СОЗДАНИЯ НАНО-ГРАДИЕНТНЫХ СТРУКТУР В ТИТАНЕ

САРЫЧЕВ В.Д., ЧЕРЕМУШКИНА Е.В., КОНОВАЛОВ С.В., ГРОМОВ В.Е.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, sarychev_vd@physics.sibsiu.ru*

Разработка фундаментальных основ структурообразования нанокompозитных поверхностных слоев металлов, модифицированных концентрированными потоками энергии, является фундаментальной научной проблемой. Исследование возможностей магнитно – импульсного воздействия (МИВ), как одного из способа, реализующего концентрированные потоки, актуально из-за его простоты, низкой себестоимости и большого спектра приложений, поэтому ниже описанный научно исследовательский проект имеет значительную инвестиционную привлекательность.

Титан является одним из немногих металлов, которые удачно сочетают различные свойства – большую ударную вязкость, высокие прочность и усталость и некоторые другие. Предел текучести титана в 2,5 раза превышает предел текучести железа и в 16 раз – алюминия. А предел текучести - это напряжение, которое для подавляющего большинства конструкций является максимально допустимым. Титан имеет исключительную антикоррозионную стойкость. Вот наиболее впечатляющий пример – титан не поддается действию «царской водки»! Однако есть у титана и недостатки. Он менее технологичен, чем, например, железоуглеродистые сплавы. Высокая прочность затрудняет обработку давлением, большая химическая активность – сварку, низкая теплопроводность - обработку резанием. Но это дело времени. Были годы, когда из титана не могли получить листовые заготовки: поверхность титана настолько прочно схватывалась с поверхностью валков, что титановую заготовку разрывало на две половинки. Человек преодолел эту трудность. Успехи в совершенствовании технологии последних лет позволяют предположить, что в недалеком будущем цена на титан снизится до цены на нержавеющую сталь, т.е. до 1000 р. за 1 т.

В настоящем проекте будет изучена возможность создания на поверхности технически чистого титана наноструктурных слоев, максимально биосовместимых с живыми тканями. Основными направлениями данного проекта является изучение процессов образования, поведения и моделирования наноградиентных структур, формируемых при магнитно-импульсном воздействии (МИВ) на поверхность титана, который будут использоваться в качестве имплантатов в медицине. Стоящая перед учеными задача о повышении прочности, снижении себестоимости и сроков вживляемости имплантатов сложна и требует при своем решении нестандартных идей и фундамен-

тального подхода. Известно, что технически чистый титан имеет огромное преимущество перед другими металлами и сплавами (инертность к биотканям, легкость, коррозионная стойкость и т.д.), однако у него низкий предел текучести. Поэтому ищутся новые способы воздействия на технически чистый титан с целью его упрочнения – повышения предела текучести. Так, под руководством Ю. П. Шаркеева в Институте физики прочности и материаловедения СО РАН ведутся разработки по созданию объёмно-наноструктурированного титана для повышения предела текучести имплантатов. Это направление является перспективным, но заслуживает внимания и другое, которое предлагается разрабатывать в настоящем проекте: изучение возможности с помощью магнитно-импульсного воздействия, создания упрочненного поверхностного нанослоя на готовом изделии, с рельефом поверхности, максимально подходящим для имплантирования в живые ткани организмов.

В качестве основного подхода предполагается использовать МИВ на изделия из титана при различных параметрах, экспериментальное и теоретическое изучение получаемых градиентных структур. При этом в проекте предполагается использовать математическое моделирование, которое позволит прогнозировать микроструктуру и конечные механические свойства в зависимости от технологического маршрута. Необходимость сохранения конкурентоспособности требует удешевления производства, оптимизации режимов, а также разработки и внедрения новых изделий в максимально сжатые сроки. В таких условиях надежные математические модели, обладающие прогнозирующей способностью, играют роль важного и эффективного инструмента развития современного производства.

Главным направлением данного проекта является выявление параметров МИВ на цилиндрические гладкие и резьбовые образцы технически чистого титана, при которых возможно формирование нанослоя, обеспечивающего максимальную биосовместимость с живыми тканями. Магнитоимпульсное воздействие использовалось, начиная с 90-х годов с целью упрочнения стальных изделий, коллективом авторов, в котором принимал участие руководитель настоящего проекта. Этот метод основан на создании переменного магнитного поля вблизи металлической поверхности, в результате чего, в ней возникает индукционный ток, который приводит к термосиловому воздействию на слои металла за счет джоулева нагрева и действия электромагнитных сил. Физические процессы на первый взгляд являются аналогичными процессам при воздействии токами высокой частоты (ТВЧ). Однако, благодаря импульсному характеру действия тока, проникновение магнитного поля ограничивается скин-слоем и его разогревом - глубинные слои практически не нагреваются. Энергия индуцированных токов концентрируется в слое толщиной ~ 100 мкм, что приводит при определенных параметрах к расплавлению поверхности и главным образом к возникновению неустойчивостей на поверхности жидкой пленки. Последнее обстоятельство как выяснено в наших работах играет важную роль при формировании наност-

руктурных слоев.

Экспериментальное и теоретическое определение диапазона параметров МИВ, при которых происходит образование наноструктурных слоев, позволит получить прорывной результат с высоким инновационным потенциалом. Кроме этого в ходе выполнения проекта будут получены данные о типе градиентных структур на титане при МИВ и предложены математические модели их формирования. Эти обстоятельства будут способствовать реализации стратегических планов исследований утвержденных в технологических платформах «Материалы и технологии металлургии» и «Медицина будущего».

Биоматериалы представляют собой быстро растущую область науки и производства, что связано с нуждами практической медицины, нуждающейся в искусственных материалах для восстановления биологических функций органов. На рубеже XX-XXI вв. появились и активно развиваются новые научные дисциплины, такие как биотехнология, биоинженерия, медицинское материаловедение, имплантологии, требующие политехнических знаний, с одной стороны, и биомедицинских, с другой. Интерес к новым дисциплинам проявили крупные корпорации, что позволило создать за рубежом мощную научно-производственную инфраструктуру. По темпам своего развития и практической значимости данная отрасль не уступает компьютерным технологиям и фармацевтической промышленности.

Для создания наноконпозиционных структур используются МИВ, как составную часть разрядно-импульсных технологий. Этот метод начал применяться в нашем коллективе, начиная с 90-х годов с целью упрочнения стальных изделий [1 – 3], где используется разряд конденсаторной батареи с током $\sim 10^6$ А при периоде ~ 100 мкс. В силу бесконтактного воздействия на металлы магнитоимпульсная обработка широко используется при деформировании металлов, и получила свое распространение в промышленности при обработке материалов давлением [4]. В другом крайнем случае параметров (высоких частот и малых токов) МИВ используется при нагреве с целью закалки изделий. Это так же хорошо изученная область [5 – 8]. Стойкость инструмента, обработанного импульсным магнитным полем напряженностью 100–2000 кА/м (максимальная сила тока в соленоидах 50–2000 А) при длительности импульса 0,1– 5,0 с, повышается в 2–4 раза [8]. Использование для создания импульсного магнитного поля конденсаторной батареи приводит к качественно новым эффектам из-за возможности фазовых переходов в поверхностных слоях и создания наноструктурных слоев. В этом направлении выполнено небольшое количество работ [9 – 11] по сравнению с исследованиями по созданию наноструктурных поверхностных слоев, например, с помощью ионного осаждения [12, 13]. Более того, не известны работы по изучению градиентных структур на металлах при МИВ.

Формирование поверхностных наноструктур при воздействии концентрированных потоков энергии, в частности, методом электровзрывного легирования было экспериментально обнаружено и получило теоретическое

обоснование в виде физико-математической модели развития неустойчивости Кельвина-Гельмгольца в наших работах [14 – 16]. Нам не известны работы других авторов по исследованию неустойчивости Кельвина-Гельмгольца в наноразмерном диапазоне длин волн.

Библиографический список

1. Метод поверхностного упрочнения металлических сплавов / В.Д. Сарычев, В.Л. Володин, Е.В. Яницкий // Региональная научно-практическая конференция, посвященная 60-летию института: Тез. докл. Ч.1. СМИ. – Новокузнецк, сентябрь 1990. С. 147.
2. Метод электромагнитного упрочнения и обработки металлов и сплавов / Володин В.Л., Сарычев В.Д., Яницкий И.Е. // Действие электромагнитных полей на пластичность и прочность материалов: Тез. докл. II Всесоюз. конф., декабрь 1990. – Юрмала, 1990. С. 203.
3. Володин В.Л., Сарычев В.Д., Гудимова Л.Н. Влияние импульсных магнитных полей на структуру и свойства металлических сплавов // Изв. вуз. Чер. металлургия. – 1990. – № 10. – С. 77–79.
4. Белый, В.И. Справочник по магнитно-импульсной обработке металлов / В.И. Белый, С.М. Фертик, Л.Т. Хименко. – Киев : Вища школа, 1977. – 168 с.
5. Малыгин Б.В. Магнитное упрочнение инструмента и деталей машин. – М.: Машиностроение, 1989. – 150 с.
6. Малыгин Б.В., Бень А.П. Магнитное упрочнение изделий. (Теория и практика). – Херсон: Изд-во ХГМИ, 2009. – 352 с.
7. Повышение работоспособности медицинских инструментов на основе импульсной магнитной обработки: Автореф. дис. на соиск. учен. степ. к.т.н.: Спец. 05.03.01 / Басыров Ильгиз Зуфарович; [Иван. гос. ун-т]. - Иваново: 2003. - 18 с.: ил.; 20 см.
8. Полетаев В.А., Марков М.Г., Красильникьянц Е.В., Орлов А.С. Импульсная магнитная установка для упрочнения режущих инструментов // Вест. Ивановского гос. энергетического ун-та. – 2011. – Вып. 4. – С. 1–5.
9. Козлюк А.Ю., Курепин М.О., Тюрин А.Г. Исследование влияния комбинированной магнитно-импульсной обработки на структуру и свойства хромовых и никелевых покрытий // Обработ. металлов. – 2012. – № 3. – С. 107–110.
10. Алифанов А.В., Кантин В.Г., Милюкова А.М. // Современные методы и технологии создания и обработки материалов: материалы VI Междунар. науч.-техн. конф., Минск, 14-16 сентября 2011 г. В 3-х кн. / Кн. 3. – 2011. – Мн.: ФТИ НАН Беларуси. – С. 106–114.
11. Володин В.Л., Хасанов О.Л., Володин Т.В., Громов В.Е., Коновалов С.В. Формирование структурно-фазовых состояний металлических сплавов при магнитно-импульсной обработке. – Новокузнецк: Изд-во «Интер-Кузбасс», 2011. – 221с.
12. Погребняк А.Д., Шпак А.П., Азаренков Н.А., Береснев В.М. Структура и

- свойства твердых и супертвердых нанокompозитных покрытий // Успехи физ. наук 2009. – Т. 179. – № 1. – С. 34–63.
13. Решетняк Е.Н., Стрельницкий В.Е. Синтез упрочняющих наноструктурных покрытий / Вопросы атомной науки и техники: Сер. Физика радиационных повреждений и радиационное материаловедение. – 2008. – № 2. – С. 119.
 14. Сарычев В.Д., Ващук Е.С., Будовских Е.А., Громов В.Е. Образование наноразмерных структур в металлах при воздействии импульсных плазменных струй электрического взрыва // Письма в журн. техн. физики – 2010. – № 14. – С. 41 – 45.
 15. Сарычев В.Д., Грановский А.Ю., Старовацкая С.Н., Громов В.Е. Гидродинамическая модель образования наноструктурных слоев // Изв. вуз. Чер. металлургия. – 2012. – № 6. – С. 87 – 89.
 16. Грановский А.Ю., Сарычев В.Д., Громов В.Е. Гидродинамическая модель образования наноструктурных слоев // Журнал технической физики. – 2013. – № 10. – С. 87 – 89.

УДК 669.02/.08

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ВАГОНООПРОКИДЫВАТЕЛЕЙ ДЛЯ РАЗГРУЗКИ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ

Босняк М.Л., Егоров В.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк*

Рост производства черных металлов связан, прежде всего, с успехами развития начальной стадии процесса, охватывающей добычу, доставку и разгрузку материалов, необходимых для подготовки шихты и выплавки чугуна.

Исходными материалами для производства чугуна являются железосодержащие руды, флюсы и коксующиеся угли. В связи с тем, что запасы богатых руд с содержанием железа более 70 % в настоящее время повсеместно исчерпаны, широко используют бедные руды с содержанием железа менее 40 %. Такие руды перед подачей в доменную печь обогащают, отделяя пустую породу (хвосты). Выход годного кокса также составляет около 50 % от исходной массы углей. Все это требует значительного увеличения объема исходных материалов, необходимых для выплавки чугуна.

Характерным направлением современного развития доменного производства, агломерационных фабрик, фабрик по производству окатышей является продолжающееся, увеличение единичной мощности агрегатов. Основную базу доменных цехов составляют печи с полезным объемом 3000 – 3200 кубических метров с годовым выпуском продукции 2,5 – 2,65 млн. т. вместе с тем введены печи объемом 5000 м³ и 5500 м³ с годовой производительностью

стью более 4 млн. т, и эта тенденция продолжает расти. Возросла полезная площадь и производительность агломерационных и обжиговых машин, как правило, их мощность и структура определяются производительностью доменных цехов.

В настоящее время производительность основных доменных цехов достигает 8 – 10 млн. т чугуна в год и выше, с суточным расходом железорудной части шихты 22000 – 27500 т. Для производства такого объема чугуна необходима переработка 45000 – 56000 т руды или 360 – 450 вагонов грузоподъемностью 125 т (495 – 600 вагонов грузоподъемностью 93 т).

Для обеспечения стабильного, ровного хода доменной печи требуются однородность шихты по химическому составу, размеру кусков, минимальному содержанию пустой породы. Необходимость усреднения материалов вызывается также тем, что поступающая на предприятия железная руда, коксующийся уголь с различных месторождений могут значительно расходиться по своим химическим и минералогическим характеристикам. Подготовка шихты – это комплекс наиболее трудоемких операций. В него входят разгрузка пребывающих железнодорожных вагонов, рациональное складирование, усреднение, обогащение и другое. Успешное выполнение этих операций возможно при создании специализированных складов сырья, обеспечивающих необходимый запас шихтовых материалов, объем которых определяется длительностью нахождения материалов в пути, расходом времени на прием, выгрузку и на размораживание их в зимнее время. Создаются страховые запасы на случай нерегулярности снабжения, а также предусматривающие выполнение с материалами специализированных подготовительных работ – усреднения состава. Железную руду, известняк, уголь, поставляемые на склады сырья перевозят в глухих полувагонах грузоподъемностью 60 – 125 т. Такие вагоны разгружаются вагоноопрокидывателями (ВО).

В соответствии с перечисленными условиями работы складов сырья, число необходимых ВО на складе определяется согласно зависимости:

$$z = \frac{Mk_n}{tmQn},$$

где M – годовое поступление материалов, т;

k_n – коэффициент неравномерности прибытия составов под разгрузку ($k_n \approx 1,4$);

$t = (24 - t_{пр})$ – число часов работы вагоноопрокидывателя в сутки с учетом простоев на профилактику ($t_{пр} \approx 4$ ч);

m – число рабочих дней в году, сут.;

Q – грузоподъемность полувагона, т;

n – среднее число разгружаемых полувагонов в час.

При производительности цеха до 10 млн. т чугуна в год возможно применение одного ВО, обеспечивающего разгрузку 30 вагонов в час грузоподъемностью $Q = 125$ т.

Большая массовость металлургического производства, непрерывность

процессов, подверженность оборудования влиянию абразивной среды, ударным и вибрационным воздействиям обуславливает особые требования к его эксплуатационной надежности, удобству обслуживания, качеству выполняемых ремонтов.

В сегодняшних условиях техническими мерами становятся снижение потребления энергоресурсов, использование в технологии более дешевых материалов с сохранением производительности агрегатов и качества продукции.

Проблема обеспечения экономически эффективной, безаварийной работы агрегатов и в первую очередь агрегатов большой единичной мощности стала одной из актуальнейших в черной металлургии.

Особенностями эксплуатации ВО являются возможность разгрузки вагонов разнообразной формы и грузоподъемности в пределах диапазона габарита, применяемого подвижного состава на железных дорогах; технологичность и безопасность обслуживания; максимальное использование стандартных узлов и деталей; разработка и внедрение научно обоснованных правил и норм эксплуатации.

В черной металлургии применяют ВО, производящие разгрузку полувагонов через верх боковой стенки, наклоном вагона относительно оси, параллельной их продольной оси. По расположению оси наклона вагоноопрокидыватели принято делить на боковые, если ось наклона проходит вне контура вагона (сбоку от него), и роторные, если ось наклона проходит внутри контура вагона.

Вагоноопрокидыватели могут выполняться стационарными и передвижными. Передвижные ВО снабжаются дополнительно платформой (мостом). В этом случае механизм разгрузки устанавливают на мост, перемещающийся вдоль траншеи. Разгрузка материалов производится в траншею при последовательных перемещениях ВО.

За последние годы проявляется тенденция к созданию стационарных, роторных вагоноопрокидывателей, отличающихся меньшей массой и невысокими эксплуатационными расходами. Механизмы разгрузки стационарных и передвижных ВО выполняются аналогичными.

Основные выводы, перспективы развития и совершенствования вагоноопрокидывателей:

1. Несмотря на разнообразие применяемых в практике вагоноопрокидывателей, кинематические и структурные схемы механизмов опрокидывания аналогичны, что позволило создать единую математическую модель механизма опрокидывания с жесткими связями.

2. Характер разгрузки вагонов зависит от начала процесса высыпания материала. Окончанию процесса независимо от начала разгрузки соответствует угол поворота $\pi/2 + \alpha$, где α – угол естественного откоса материала.

3. Методы выбора уравнивающих систем недостаточно унифицированы и не доставляют оптимальных режимов.

4. Затраты мощности относительно существующих режимов работы

могут быть снижены в 1,5 – 2,5 раза, максимальный момент нагрузки в 1,7 – 2,2 раза при сохранении заданной производительности.

5. Установка и закрепление вагона осуществляется с помощью дополнительной люльки, имеющей большую массу и грузовой момент, что приводит к увеличению металлоемкости ВО, затрат на обслуживание и дополнительным потерям энергии.

6. В условиях современного производства эффективными могут быть признаны машины и агрегаты, имеющие такое техническое состояние, которое обеспечивает рост их производительности, снижение энерго- и металлоемкости, затрат на ремонты, техническое обслуживание, расхода запасных частей на единицу производимой продукции. Возможность придания необходимых эксплуатационных свойств машине и поддержания ее в работоспособном физическом состоянии определяет основную стратегию формирования современного парка металлургических машин. Совершенствование вагоноопрокидывателей может и должно осуществляться:

- снижением массы противовесов (частичная или полная замена грузовых уравнивающих устройств энергетическими);

- применением прогрессивных систем приводов с равномерным распределением нагрузок между двигателями;

- снижением числа и массы элементов конструкции (унификация полувагонов по высоте);

- регламентирование области эксплуатации создаваемых вагоноопрокидывателей (ВО грузоподъемностью 1250 – 1500 кН применяют, главным образом, для разгрузки полувагонов с массой материала 60 – 93 т, что приводит к увеличению стоимости оборудования, значительному повышению энергозатрат, снижению фондоотдачи);

- для вагоноопрокидывателей с механическим приводом, весьма чувствительным к изменению условий эксплуатации, целесообразно применять следующую разбивку парка вагоноопрокидывателей: 600 – 900; 900 – 1250; 1250 – 1500 кН, при гидравлическом приводе можно ограничиться рядом: 600 – 1250; 1250 – 1500 кН;

- перспективным направлением для повышения стойкости элементов конструкции является периодическое изменение их начального или текущего положения, что позволяет изменять их условия эксплуатации и обеспечить более равномерный процесс износа и старения;

7. Важной особенностью роторного ВО является возможность разгрузки полувагона без расцепки состава. Однако это требует изменения ряда конструктивных решений, как ВО, так и вагона;

- в процессе привалки и разгрузки полувагона положение продольной оси не должно изменяться.

- соединение кузова полувагона и ходовых тележек вагона должно быть жестким;

- обеспечение проворачиваемости сцепок.

ВЛИЯНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ХОДА СЖАТИЯ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ДРОБИЛОК С ПОСТУПАТЕЛЬНЫМ ДВИЖЕНИЕМ ЩЕКИ

Никитин А.Г., Витушкин А.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, nikitin1601@yandex.ru*

Расход энергии на дробление различных материалов составляет большую долю (до 5 %) в энергетическом балансе мира. Многие промышленные производства – металлургические, горные и другие, перерабатывают в больших количествах сыпучие материалы различных классов крупности. В большинстве случаев нужная крупность достигается измельчением кусков на дробилках, в том числе и щековых.

Одним из основных показателей работы дробилок являются их производительность, то есть отношение переработанного количества материала (массы или объема) к единице времени. На производительность щековых дробилок влияет большое число различных параметров, в том числе и кинематический параметр дробилки – ход сжатия подвижной щеки.

В наиболее широко используемой формуле расчета производительности [1]:

$$Q = \frac{\mu S_{\text{ср}} b L n (B - b)}{2B \operatorname{tg} \alpha},$$

где μ – коэффициент разрыхления;

b – ширина выходной щели, м;

L – ширина подвижной дробящей плиты;

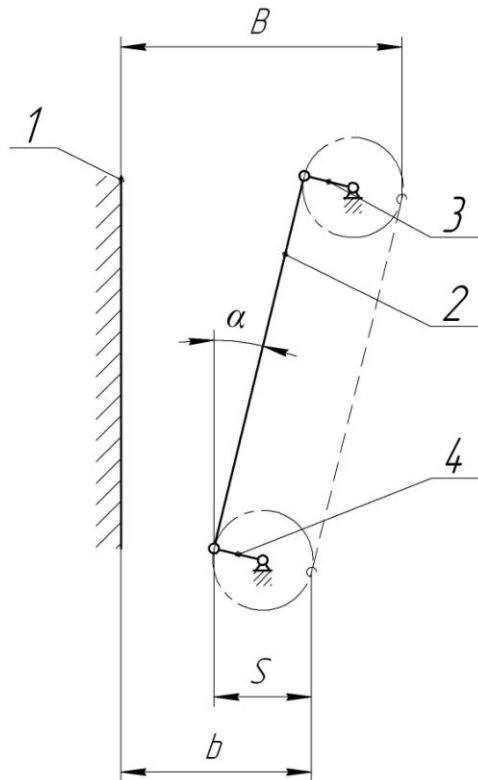
n – частота вращения эксцентрикового вала, об/с;

B – ширина приемного отверстия дробилки, м;

α – угол захвата; выведенной из предпосылки, что за один холостой ход щеки выпадает некоторый объем, так называемая «призма выпадения»;

$S_{\text{ср}}$ – средний ход сжатия, м, значение которого определяется как среднеарифметическое величин хода сжатия внизу и вверху камеры дробления, данный показатель располагается в числителе без каких-либо уточнений.

Предлагается следующий метод определения влияния величины хода сжатия на производительность дробилки с поступательным движением щеки [2], у которой ход сжатия по всей высоте камеры дробления является величиной постоянной, при допущении, что за один ход щеки поперечный размер дробимого куска уменьшается на величину хода сжатия щеки (рисунок 1).



1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – приводной кривошипный вал; 4 – кривошипный вал

Рисунок 1 – Кинематическая схема дробилки с плоскопараллельным движением щеки

Для того, чтобы кусок дробимого материала, имеющий начальный поперечный размер B , прошел через камеру дробления и вышел через выходную щель размером b , щека должна совершить k качаний, которое определяется следующим образом:

$$k = \frac{B - b}{S_{\text{нщ}}}.$$

Время одного качания щеки зависит от частоты вращения эксцентрика, оптимальное число которого определяется из условия, что кусок дробимого материала за время отхода подвижной щеки от неподвижной (холостой ход) под действием силы тяжести должен опуститься на расстояние, при котором размер образовавшегося после предыдущего рабочего хода куска соответствует ширине зоны дробления в начале следующего рабочего хода подвижной щеки [3]:

$$n_{\text{нщ}} = \frac{1}{2} \sqrt{\frac{g \cdot \text{tg} \alpha}{2 \cdot S_{\text{нщ}}}}.$$

Тогда полное время дробления одного куска:

$$T = \frac{1}{n_{\text{ш}} \cdot k} = \frac{2 \cdot (B - b)}{S_{\text{ш}} \cdot \sqrt{\frac{g \cdot \text{tg} \alpha}{2 \cdot S_{\text{ш}}}}} = \frac{2 \cdot (B - b)}{\sqrt{0,5 \cdot g \cdot \text{tg} \alpha \cdot S_{\text{ш}}}}$$

Из анализа полученного выражения видно, что с увеличением хода сжатия общее время дробления уменьшается в степенной функции с дробным отрицательным показателем степени и, таким образом, увеличивается производительность, что подтверждается экспериментально.

Однако чрезмерное увеличение хода сжатия отрицательно сказывается на качестве готового продукта из-за его переизмельчения, а также приводит к увеличению энергозатрат. Это связано с тем, что в процессе дробления должна образоваться глобальная трещина, возникающая при относительной деформации дробимого куска, равная, в зависимости от механических свойств дробимого материала, 5 – 7 % [4], которая определяется величиной хода подвижной щеки, отнесенного к размеру куска.

Если относительная деформация, возникающая при ходе сжатия, меньше, чем необходимо для образования глобальной трещины, то при рабочих ходах щеки будет происходить частичное выкрашивание с переизмельчением материала до тех пор, пока размер куска не достигнет величины, при которой образуется глобальная трещина.

С другой стороны, если рабочий ход щеки больше, чем обеспечивающий относительную деформацию для образования глобальной трещины, то при одном рабочем ходе щеки сначала образуется глобальная трещина, а в дальнейшем происходит раскрашивание вновь образовавшихся кусков, что приводит к переизмельчению материала и избыточному расходу энергии.

Таким образом, ход сжатия имеет оптимум, определяемый механическими свойствами дробимого материала и размером дробимого куска, и должен гарантированно обеспечивать за один рабочий ход образование глобальной трещины в дробимом куске.

Библиографический список

1. Зимин А.И., Говоров А.В., Канусик Ю.П. Производительность щековых дробилок с простым движением щеки // Изв. вузов. Горный журнал. 1998. № 1-2. С. 109-113.
2. Патент РФ № 245370. Щековая дробилка / Никитин А.Г., Люленков В.И., Сахаров Д.Ф., Витушкин А.В. // Открытия. Изобретения. Бюл. №1 7, 2012.
3. Клушанцев Б.В. Дробилки / Б.В. Клушанцев, А.И. Косарев, Ю.А. Муйземник. – М.: Машиностроение, 1990. – 320 с.
4. Безматерных В.А., Латышев О.Г., Черкасов В.М. Физические характеристики разрушаемости горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. 1981. № 10. С. 61- 65.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ПРОДУКЦИИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПЕРЕДЕЛОВ, ИСПОЛЬЗУЮЩИХ ВАЛКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

Никитин А.Г., Чайников К.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, nikitin1601@yandex.ru*

Научно-технический прогресс в металлургии, горном деле и многих других отраслях промышленности во многом зависит от уровня развития оборудования и качества выпускаемой продукции.

Повышение качества продукции металлургических и других производств – проблема сложная, многоплановая, связанная с решением зачастую противоречивых задач, не поддающихся однокритериальному выбору параметра оптимизации, требующая дальнейшего развития фундаментальной науки о деформациях и напряжениях и направлений ее составляющих: теорий сопротивления материалов, упругих и пластических деформаций, механических колебаний и удара с учетом максимального приближения к реальным условиям производства изделий и эксплуатации машин.

Современные тенденции развития металлургического производства характеризуются созданием новых и совершенствованием традиционных технологических операций и процессов обработки не только металлов, но и многих других материалов, используемых в металлургических переделах и процессах, например, ферросплавов.

Качество технологических машин, являющихся, в свою очередь, изделиями, определяется совокупностью свойств, которые закладываются в процессе научных изысканий, технологических и конструкторских разработок, задаются в процессе производства машины, а выявляются при их эксплуатации, и потому имеют тенденцию к ухудшению за счет физического и морального износа.

В современных условиях показатели качества должны иметь не только количественное измерение, но и обязательную ценностную оценку затрат на их достижение и стабильное сохранение численной величины в течение заданного времени.

Многочисленные показатели качества металлургического производства, являющиеся динамическими, изменяющимися во времени величинами, делятся на две взаимовлияющие группы.

К первой группе относятся показатели точности получаемой продукции в направлении приложения усилий деформирования и стабильность этой точности в течение заданного времени или программы производства. Очевидно, что этот показатель зависит не только от выбранного технологического процесса, но и от совершенства применяемых средств обработки (про-

катный стан, дробилка и т.д.). Взаимосвязь между параметрами точности готовой продукции и конструкции машины проявляется через коэффициент жесткости силовой системы последней.

Однако не лимитированное повышение жесткости вовсе не означает пропорциональное повышение точности получаемой продукции и уменьшения затрат энергии на упругие деформации, а сопряжено с увеличением такого важнейшего показателя машины как материалоемкость, ибо ведет к увеличению сечения деталей силовой системы и динамического воздействия на обрабатываемый материал и окружающую среду (фундамент, здания), в которой трудится человек. Динамическое воздействие машины на обрабатываемый материал является фактором, отрицательно сказывающимся на несущей способности машины, снижая ее прочность и надежность в работе, и повышая вибрации машины вместе с фундаментом, ухудшающее психофизическое состояние обслуживающего персонала.

Ко второй группе относятся показатели качества оборудования, характеризующие его производительность, надежность и долговечность, энергоемкость и материалоемкость, комфортность труда, определяемая эргономикой, эстетикой, техникой безопасности и экологией.

Машины для обработки материалов относятся к технологическому оборудованию, обладающему наиболее широкими возможностями для практически неограниченного повышения производительности труда, обеспечивая получение готовой продукции путем совмещения транспортных и технологических движений рабочих органов (прокатные станы, дробилки). Однако эти возможности не означают, что качественный показатель производительности может оцениваться только теоретически максимально достигаемой скоростью технологических движений рабочих органов машины и, соответственно, минимально возможным временем обработки.

Ограничительными факторами величины показателя производительности являются стабильно достигаемые показатели надежности и долговечности машин с обязательной оценкой экономических затрат на производство, эксплуатацию машин и ее обслуживание для достижения стабильной надежности и долговечности (ремонтные работы всех видов). Следовательно, показатель производительности должен оцениваться не только количеством продукции в единицу времени, но, главным образом, количеством продукции в единицу времени, отнесенным к материальным затратам в рублях на получение этого количества продукции, то есть технико-экономической достижимой производительности.

Формирование показателей энергоемкости технологических процессов и обрабатываемых средств должно осуществляться не на базе предположений о статическом состоянии деформируемого тела, а с обязательным учетом скорости перемещения рабочих органов и упругих свойств не только обрабатываемого материала, но и силовых элементов машины как единой системы. Упругие деформации системы вместе со скоростью перемещения рабочего органа являются не только источником динамического воздействия

на обрабатываемое тело, но и главными факторами, определяющими скорость перемещения рабочего органа во время выполнения технологической операции, а именно эта скорость и является определяющей энергоёмкость процесса и машины.

Показатель качества – материалоемкость, может быть отнесен как к качеству технологического процесса, характеризуемого коэффициентом использования материала, так и к качеству машины, определяя ее массу.

Важность ограничения величины этого показателя качества заключается не только во влиянии его на капитальные затраты производства и стоимость машины, но и в зависимости от массы машины и составляющих ее элементов сопутствующих показателей точности получаемой продукции через коэффициент жесткости и показатели несущей способности машин через параметры виброустойчивости и виброактивности, влияющих не только на надежность работы машины, а следовательно, и ее производительность, но и на показатели комфортности труда.

Одним из основным показателей качества дробильных машин, широко используемых в металлургическом и других производствах, характеризующих их технический уровень и конкурентоспособность, является надежность в условиях эксплуатации, которая количественно оценивается отсутствием отказов в процессе работы. Среди многочисленных технических причин относительно кратковременных, но достаточно частых простоев машин с шарнирами (подшипниками скольжения) в условиях эксплуатации первое место занимают простои, обусловленные выходом из строя элементов (вкладышей) подшипников скольжения.

Дробилки вообще, и валковые в частности, служат для измельчения материала, причем к конечному продукту дробления предъявляются различные требования, связанные в основном с точностью размеров и конфигурацией. В валковых дробилках материал измельчается за счет раздавливания, раскалывания и частичного истирания в пространстве между двумя валками при их вращении навстречу друг другу.

В основу классификации валковых дробилок, предложенной Б.В.Клушанцевым [2], положено количество рабочих валков, осуществляющих рабочий процесс, так как именно оно определяет важнейшие технико-экономические параметры дробилок. При всем многообразии приведенных в классификации схем валковых дробилок следует отметить, что все они реализуются с использованием в конструкции подшипников скольжения, которые обеспечивают подвижность деталей машины.

Однако подшипники скольжения имеют существенный недостаток, заключающийся в том, что цапфа валка во вкладыше подшипника находится с зазором. Это обстоятельство является существенным, так как обуславливает соударение элементов подшипника скольжения во время их относительного движения в зазоре при изменении направления движения валка (перебег зазора) во время работы дробилки из-за сброса нагрузки при выходе готового продукта из рабочего пространства между валками, и, как следствие, повы-

шенный износ элементов шарнира (подшипника скольжения), а также возникновение дополнительных динамических сил, достигающих значительной величины и снижающих надежность машины в целом.

Износ элементов подшипника скольжения, образующих шарнир, приводит к нарушению точности зазора между валками дробилки, что снижает качество конечного продукта дробления.

Существует два способа устранения данного недостатка: во-первых, замена шарнира подвижным элементом, выполненным в виде упругой балки [3]; во-вторых, использование механизмов выборки зазоров в шарнире [4].

При использовании упругой балки шарнир исключается из кинематической цепи, однако применять такую схему можно только при возвратно-поступательном движении исполнительного механизма, причем с увеличением хода значительно возрастают габариты дробилки из-за роста длины упругой балки, которая должна работать в условиях упругой деформации. Шарниры, обеспечивающие вращательное движение звеньев механизма, например, опоры вала, заменить упругой балкой невозможно. Следовательно, использование упругой балки в валковых дробилках невозможно.

Применение механизмов выборки зазоров в шарнирах (подшипниках скольжения), которые в процессе работы валковой дробилки обеспечивают постоянный контакт поверхностей подвижных звеньев, позволяет предотвращать перебег зазоров и, следовательно, возникновение дополнительных динамических сил.

Экспериментальные исследования показали, что при использовании этого способа уменьшается износ элементов кинематических пар, образующих шарнир, значительно снижаются динамические нагрузки, и увеличивается межремонтный срок.

Таким образом, повышение качества машины улучшает качество продукции и увеличивает ее производительность.

Библиографический список

1. Клушанцев Б.В. и др. Дробилки. Конструкции, расчет, особенности эксплуатации / Б.В. Клушанцев и др. – М.: Машиностроение, 1990. – 320 с.
2. Люленков В.И. Щековая дробилка с упругими элементами / В.И. Люленков и др. // Материалы науч.-практической конф. «Проблемы механики машиностроения». – Новокузнецк, СибГИУ, 2005. – С. 205 – 210.
3. Орлов П.И. Основы конструирования. Т.1 / П.И. Орлов – М.: Машиностроение, 1988. – 560 с.

МЕТОД И КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ НЕРАВНОМЕРНОСТИ НАГРУЗОК И ЭНЕРГОЗАТРАТ ЦИКЛОВЫХ МАШИН

ЕГОРОВ В.Ф., ЕГОРОВ С.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
ОАО «Антоновская обогатительная фабрика»
г. Новокузнецк*

Машины циклического действия (значительная часть грузоподъемных машин, вагоноопрокидыватели, ножницы прокатных станов, манипуляторы, рычажные толкатели, кузнечно-штамповочные, ковочные, дробильные и многие другие) представляют обширный класс производственных машин, применяемых в металлургической практике. Основным видом привода данных машин является электрический. В отличие от многих других приводов в электроприводе наиболее полно сочетаются последние достижения науки и техники, что позволяет улучшить технические характеристики производственных машин, повысить их производительность, надежность и экономичность. Свойства двигателей и возможность их управления определяют технологический уровень развития рабочей машины, вместе с тем нагрузки механической части оказывают непосредственное влияние на работу двигателя и параметры элементов машины. Поэтому при исследованиях, электрическую и механическую системы следует рассматривать как единую электро-механическую систему. Совершенствование рабочих машин самым тесным образом связано с развитием электроприводов, повышением их энергетической эффективности, а также соответствующим повышением технического уровня производственной машины. Значительная часть машин работает в режиме частых пусков, смен скоростей и направлений движения.

Перепады нагрузок в широких пределах, характерные для большинства металлургических машин (рисунок 1, 2) приводят к увеличению потерь энергии, мощности двигателей, параметров элементов системы.

Рекомендации по их выравниванию отсутствуют. Также нет приемлемой оценки неравномерности нагрузок, что затрудняет исследования и разработку рекомендаций по повышению равномерности нагруженности машин.

Экономичность использования приводного двигателя во многом зависит от характера изменения действующих нагрузок, значительные перепады которых приводят к увеличению потерь энергии, росту номинальной мощности, весу, габаритов, повышению эксплуатационных затрат.

Результаты расчета деталей машин по эквивалентным и средним напряжениям указывают на возможность существенного снижения их размера и массы с выравниванием нагрузок. Двукратное снижение усилия при основном напряженном состоянии позволяет снизить вес детали в два раза. При

действии изгибающего или крутящего моментов диаметр вала уменьшается в 1,26 раза, его масса в 1,6, а величина момента инерции в 2,5 раза. Снижаются модуль и размеры зубчатых колес, что в среднем приводит к уменьшению массы и размеров редуктора в 1,3 – 1,4 раза.

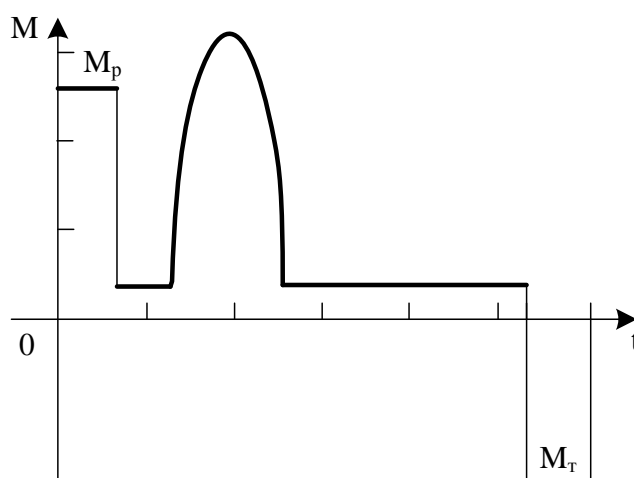


Рисунок 1 – Нагрузочная диаграмма двигателя ножниц заготовочных станов

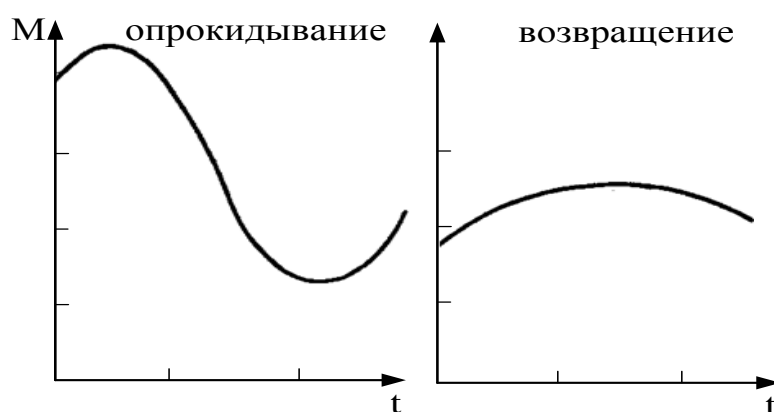


Рисунок 2 – График опрокидывающих моментов вагоноопрокидывателя

При резких перепадах (пиковом характере) нагрузок во время технологической операции с целью снижения их неравномерности искусственно увеличивают момент инерции системы. Инерционные массы помогают преодолевать нагрузку в период рабочей операции, разгружая тем самым двигатель, а во время холостого хода создают дополнительное сопротивление. Это уменьшает затраты электроэнергии двигателя и его номинальную мощность. Однако увеличение момента инерции эффективно лишь в тех случаях, когда время холостого хода механизма $t_{хх}$ больше времени рабочей операции $t_{оп}$ не менее чем в 4 – 5 раз.

Возросшая интенсивность работы оборудования, сокращение длительности пауз, совершенствование конструкции двигателей привели к сниже-

нию использования дополнительных инерционных масс. Из-за низких значений момента инерции не обеспечивается выравнивание нагрузок традиционными способами. Пики нагрузок преодолеваются за счет перегрузочной способности двигателя, что приводит к увеличению его рабочей мощности и потере энергии. Нарастание объемов производства, изменение условий работы машин, увеличивающиеся темпы затрат энергии на единицу производимой продукции нуждаются в качественно новых решениях выдвигаемых задач.

Снижение неравномерности нагрузок сопровождается уменьшением энергозатрат и номинальной мощности двигателя. Таким образом, за счет более эффективного использования двигателя создается возможность повышения производительности цикловых машин. Для успешного применения этих положений, позволяющих заложить перспективы практической реализации, необходимо оценить эффективность снижения неравномерности нагрузок, найти зависимости для ее определения, учитывающие не только текущее положение, но и доступные возможности. Данный способ должен количественно однозначно характеризовать изменение нагрузок независимо от их физических свойств. Решение поставленных вопросов позволило разработать универсальный метод оценки неравномерности нагрузок для статических и динамических процессов, в системах, как с одиночным, так и многодвигательным приводами.

В качестве основного показателя принята энергетическая эффективность работы машины. Энергозатраты определяются по загрузке двигателей. Анализ мощности двигателя возможен только на основе нагрузочной диаграммы самого двигателя $M_d(t)$, $P_d(t)$. В начальной стадии в распоряжении конструктора имеется лишь нагрузочная диаграмма механизма, представляющая зависимость статического момента от времени $M_c(t)$. Нагрузки двигателя отличаются от статических на величину динамической составляющей момента. Поэтому на основе диаграммы механизма необходимо построить нагрузочную диаграмму двигателя. Реализация метода возможна в следующей последовательности:

1. В соответствии с технологическим процессом строится диаграмма механизма. Статические нагрузки с учетом затрат энергии при передаче сил приводятся к валу двигателя.

2. После выбора двигателя определяется общий момент инерции системы, приведенный к валу двигателя.

3. Производится расчет переходных процессов и строится нагрузочная диаграмма двигателя.

4. По нагрузочной диаграмме определяются среднеквадратичные (эквивалентные) значения момента ($M_{эк}$) или мощности ($P_{эк}$) двигателя при текущих режимах.

5. Строится нагрузочная диаграмма двигателя при условии полного выравнивания статической нагрузки, и вычисляются среднеквадратичные значения момента, мощности, соответствующие минимальному технически

необходимому уровню для выполнения полезной работы $\min M_{\text{эк}}$, $\min P_{\text{эк}}$.

6. По значениям $P_{\text{эк}} / \min P_{\text{эк}}$, либо $M_{\text{эк}} / \min M_{\text{эк}}$, определяется эффективность работы машины.

Таким образом, анализ неравномерности нагрузок может производиться на основе показателей, представляющих критерии энергетической эффективности технологического процесса

$$\lambda = P_{\text{эк}} / \min P_{\text{эк}} = M_{\text{эк}} / \min M_{\text{эк}} \geq 1,$$

или в процентном выражении

$$\varphi = (\lambda - 1) \cdot 100 \% \geq 0.$$

Критерии оценки неравномерности нагрузок

Рассмотрим диаграмму со ступенчатым распределением нагрузок. Пусть $M_1, M_2, \dots, M_n, t_{1i}, t_{2j} \dots t_{nk}$ – соответственно нагрузки и длительности первого, второго и последующих участков, тогда:

$$M_{\text{эк}} = \sqrt{\left(M_1^2 \sum_{i=1}^1 t_{1i} + M_2^2 \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + M_n^2 \sum_{k=1}^q t_{nk} \right) / \left(\alpha \sum_{i=1}^1 t_{1i} + \beta \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + \sum_{k=1}^q t_{nk} \right)}; \quad (1)$$

$$M_{\text{ср}} = \left(M_1 \sum_{i=1}^1 t_{1i} + M_2 \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + M_n \sum_{k=1}^q t_{nk} \right) / \left(\sum_{i=1}^1 t_{1i} + \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + \sum_{k=1}^q t_{nk} \right),$$

где α и β – коэффициенты, учитывающие ухудшение условий охлаждения двигателя во время переходных процессов (α) и паузы (β).

Минимальное эквивалентное значение момента соответствует условию, при котором нагрузка равна средней величине за цикл работы.

Следовательно,

$$\min M_{\text{эк}} = M_{\text{ср}} \sqrt{\left(\sum_{i=1}^1 t_{1i} + \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + \sum_{k=1}^q t_{nk} \right) / \left(\alpha \sum_{i=1}^1 t_{1i} + \beta \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + \sum_{k=1}^q t_{nk} \right)}. \quad (2)$$

С учетом (1), находим:

$$\frac{M_{\text{эк}}}{\min M_{\text{эк}}} = \frac{\sqrt{\left(M_1^2 \sum_{i=1}^1 t_{1i} + M_2^2 \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + M_n^2 \sum_{k=1}^q t_{nk} \right) / \left(\alpha \sum_{i=1}^1 t_{1i} + \beta \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + \sum_{k=1}^q t_{nk} \right)}}{M_{\text{ср}} \sqrt{\left(\sum_{i=1}^1 t_{1i} + \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + \sum_{k=1}^q t_{nk} \right) / \left(\alpha \sum_{i=1}^1 t_{1i} + \beta \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + \sum_{k=1}^q t_{nk} \right)}},$$

$$\text{т.е. } \lambda = \frac{1}{\dot{I}_{\text{нб}}} \sqrt{\left(\dot{I}_1^2 \sum_{i=1}^1 t_{1i} + \dot{I}_2^2 \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + \dot{I}_n^2 \sum_{k=1}^q t_{nk} \right) / \left(\sum_{i=1}^1 t_{1i} + \sum_{j=1}^r t_{2j} + \dots + \sum_{k=1}^q t_{nk} \right)}.$$

Таким образом, отношение $M_{\text{эк}} / \min M_{\text{эк}}$ в установившихся режимах движения соответствует отношению $M_{\text{эк}} / M_{\text{ср}}$ при одинаковых условиях охлаждения двигателя на всех участках диаграммы.

Многодвигательный привод

В машинах с многодвигательным электроприводом, двигатели которого работают на общий вал, эквивалентный момент нагрузки $M_{\text{эк.мн.}}$ равен сумме эквивалентных моментов одиночных двигателей

$$M_{\text{эк.мн.}} = \sum_{j=1}^n M_{\text{эк.}j} = M_{\text{эк.мн.}} \sum_{j=1}^n \alpha_j,$$

где $\sum_{j=1}^n \alpha_j = 1$; α_j – весовой коэффициент распределения нагрузок.

Следовательно, $M_{\text{эк.}j} = M_{\text{эк.мн.}} \alpha_j$ или $M_{\text{эк.мн.}} = M_{\text{эк.}j} / \alpha_j$

Так как при выровненных моментах $M_{\text{эк.}} = M_{\text{ср.}}$, то $M_{\text{ср.мн.}} = M_{\text{ср.}j} / \alpha_j$.

Здесь $M_{\text{эк.мн.}}$, $M_{\text{ср.мн.}}$ – эквивалентный и средний моменты многодвигательного электропривода; $M_{\text{эк.}j}$, $M_{\text{ср.}j}$ – эквивалентный и средний моменты одиночных двигателей.

С учетом представленных зависимостей находим

$$\lambda_v = M_{\text{эк.мн.}} / M_{\text{ср.мн.}} = M_{\text{эк.}j} / M_{\text{ср.}j} \geq 1.$$

Т.е. показатель распределения нагрузок на валу многодвигательного привода при переменных значениях момента выражается через показатели распределения нагрузок одиночных электроприводов.

Распределение нагрузок между двигателями привода

Различия механических характеристик по углу наклона и по скорости идеального холостого хода двигателей приводят к неодинаковой их загрузенности. При совместной работе на общий вал все двигатели выбираются по номинальной мощности наиболее загруженного из них $P_{n \text{ max}}$. Степень загрузенности двигателей соответственно будет равна:

$$P_j = P_{n \text{ max}} \alpha_j.$$

Загрузенность привода:

$$C = \frac{P_{n \text{ max}} + \dots + P_j + \dots + P_{n-1}}{nP_{n \text{ max}}} = \frac{1 + \sum_{i=2}^n \alpha_i}{n}.$$

Неравномерность распределения нагрузок между двигателями привода составляет:

$$\lambda_d = \frac{nP_{n \text{ max}}}{P_{n \text{ max}} + \dots + P_j + \dots + P_{n-1}} = \frac{P_{n \text{ max}}}{P_{\text{ср.мн.}}} = \frac{1}{C}.$$

Общий критерий неравномерности нагрузок многодвигательного привода:

$$\lambda_{\text{мн}} = \frac{P_{\text{эк мн max}}}{\min P_{\text{эк мн}}} = \frac{P_{\text{н мн}}}{P_{\text{ср мн}}} = \frac{M_{\text{н мн}}}{M_{\text{ср мн}}}$$

Принимая во внимание, что $M_{\text{н мн}} = \lambda_{\text{в}} \cdot \lambda_{\text{д}} \cdot M_{\text{ср мн}}$, находим:

$$\lambda_{\text{мн}} = \lambda_{\text{в}} \cdot \lambda_{\text{д}}$$

Таким образом, общий критерий неравномерности нагрузок многодвигательного привода представляет собой произведение частных критериев распределения нагрузок на валу привода ($\lambda_{\text{в}}$) и нагрузок между двигателями ($\lambda_{\text{д}}$).

В переходных процессах неравномерность нагрузок может оцениваться сравнением эквивалентных мощностей, средних скоростей ($\omega_{\text{ср}}$) либо длительностей их периодов (Т):

$$\lambda_{\text{п/п}} = P_{\text{эк п/п}} / \min P_{\text{эк п/п}} = \omega_{\text{ср опт}} / \omega_{\text{ср факт}} = T_{\text{факт}} / T_{\text{опт}}$$

УДК 622.6

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕАКЦИЙ В ОПОРАХ МЕХАНИЗМОВ С УЧЕТОМ УСКОРЕНИЯ КОРИОЛИСА

МИХАЙЛЕНКО Н.И., ЖИВАГО Э.Я.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк*

Принцип Даламбера является одним из общих принципов механики. Согласно этому принципу, если в любой момент времени к действующим на точку силам, как активным, так и реакции связи присоединить силу инерции, то полученная система сил будет уравновешенной (эквивалентной нулю).

Понятие о силе инерции и принцип Даламбера составляют основу метода кинетостатики, главной целью которого является применение методов статики к задачам динамики машин и механизмов. Чтобы пользоваться этим методом нужно уметь вычислять главный вектор и главный момент сил инерции.

Если тело совершает сложное движение, то в нем возникает ускорение Кориолиса и, следовательно, дополнительные силы инерции.

Покажем на примерах, как определить реакции в опорах с учетом ускорения Кориолиса.

Пример 1: Маховое колесо, насаженное посередине вала с небольшим перекосом $\alpha = 1^\circ \left(\frac{\pi}{180} \text{ рад} \right)$ к поперечной оси, вращается с постоянной угловой скоростью ω ($n = 3000 \text{ об/мин}$). Определить добавочные динамические давления на подшипники вала, считая, что масса маховика $m = 100 \text{ кг}$, центр

тяжести расположен на оси вращения вала, радиус маховика $R = 1 \text{ м}$, расстояние между подшипниками $a = 1 \text{ м}$. Массу считать равномерно распределённой по ободу (рисунок 3).

Выберем оси координат $Oxuz$, как показано на рисунке 1. Реакцию каждого из подшипников представим двумя составляющими $N_{Ax}, N_{Ay}, N_{Bx}, N_{By}$, и, учитывая, что маховое колесо вращается равномерно ($\varepsilon = 0$), а центр его находится на оси вращения вала ($x_C = y_C = 0$), получим

$$\begin{aligned} N_{Ax} + N_{Bx} &= 0, \quad N_{Ay} + N_{By} = 0, \\ m_x(\bar{N}_A) + m_x(\bar{N}_B) &= \omega^2 J_{yz}, \\ m_y(\bar{N}_A) + m_y(\bar{N}_B) &= -\omega^2 J_{xz}, \end{aligned} \quad (1)$$

с учетом того, что

$$\begin{aligned} m_x(\bar{N}_A) &= -N_{Ay} \cdot \frac{a}{2}, \quad m_x(\bar{N}_B) = N_{By} \cdot \frac{a}{2}, \\ m_y(\bar{N}_A) &= N_{Ax} \cdot \frac{a}{2}, \quad m_y(\bar{N}_B) = -N_{Bx} \cdot \frac{a}{2}, \end{aligned}$$

получим

$$\begin{aligned} N_{Ax} + N_{Bx} &= 0, \\ N_{Ay} + N_{By} &= 0, \\ \frac{a}{2}(N_{By} - N_{Ay}) &= \omega^2 J_{yz}, \quad \frac{a}{2}(N_{Ax} - N_{Bx}) = -\omega^2 J_{xz}. \end{aligned} \quad (2)$$

Решим систему уравнений (b)

$$N_{Ax} = -N_{Bx} = -\frac{\omega^2 J_{xz}}{a}, \quad N_{By} = -N_{Ay} = \frac{\omega^2 J_{yz}}{a}. \quad (3)$$

Для вычисления центробежных моментов инерции J_{xz} и J_{yz} введём в рассмотрение главные оси инерции $Ox_1y_1z_1$ (рисунок 1).

По известным формулам геометрии масс имеем

$$J_{xz} = 0, \quad J_{yz} = \frac{1}{2}(J_{z_1} - J_{y_1}) \sin 2\alpha,$$

где J_{y_1}, J_{z_1} – моменты инерции колеса относительно указанных главных осей.

Так как

$$J_{y_1} = \frac{mR^2}{2}, \quad J_{z_1} = mR^2,$$

то

$$J_{yz} = \frac{mR^2}{4} \sin 2\alpha.$$

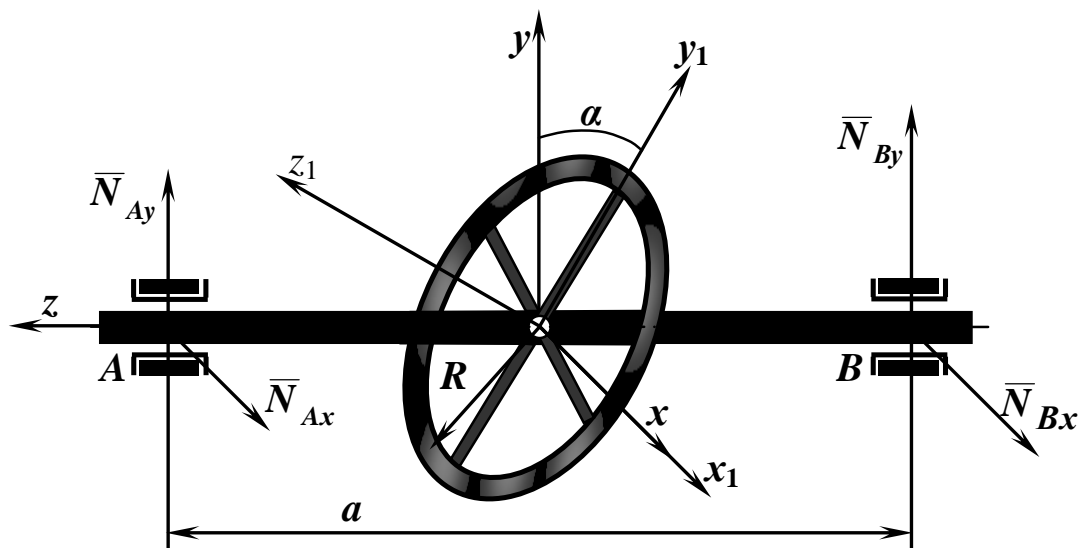


Рисунок 1 – Определение динамического давления на подшипники

Подставляя значения центробежных моментов инерции в формулы (3), получим окончательные выражения для динамических реакций подшипников

$$N_{Ax} = N_{Bx} = 0,$$

$$N_{By} = -N_{Ay} = \frac{mR^2\omega^2}{4a} \sin 2\alpha.$$

Если значение угла α мало, то $\sin 2\alpha = 2\alpha$, а

$$N_{By} = -N_{Ay} \approx \frac{mR^2\omega^2\alpha}{2a} = 86,2 \text{ Н}.$$

Полученные результаты показывают, что в данной задаче вследствие неуравновешенности система реакций эквивалентна одной паре, стремящейся повернуть колесо так, чтобы угол α стал равным нулю.

Динамические давления на подшипники равны по величине найденным реакциям и противоположны им по направлениям.

Пример 2: Маятник центробежного регулятора делает при установившемся движении 180 об/мин. Вследствие изменения нагрузки машины регулятор приведен в действие, и шары раздвигаются с относительной скоростью $V_r = 0,2 \text{ м/с}$. Считая вес каждого шара равным 10 кг и пренебрегая весами ручек, вычислить дополнительное давление на подшипники C_1 и C_2 , вызываемое ускорением Кориолиса. При этом считать угол, образуемый ручкой с осью регулятора, равным 45° и число оборотов не изменившимся; размеры подвески $l = 25 \text{ см}$, $d = 2,5 \text{ см}$ (рисунок 2).

Освободим стержень OA от связей, стержня BC и подшипников C_1 и C_2 , заменив их реакциями $\bar{R}_{BC}, \bar{X}_{C_1}, \bar{Z}_{C_1}, \bar{X}_{C_2}, \bar{Z}_{C_2}$.

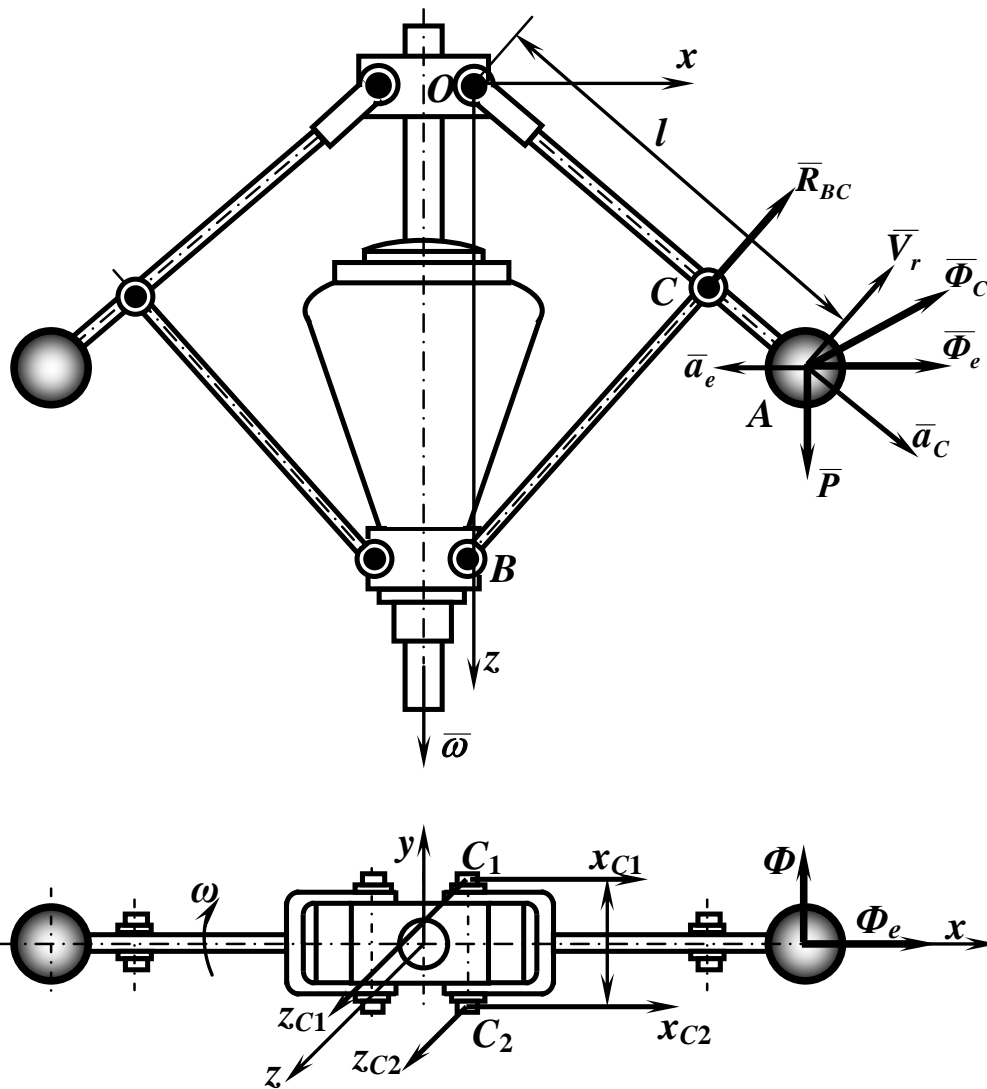


Рисунок 2 – Определение дополнительного давления, вызываемого ускорением Кориолиса

Шар, который считаем точкой, совершает сложное движение и его абсолютное ускорение складывается из относительного, переносного ускорений и ускорения Кориолиса

$$\bar{a}_a = \bar{a}_r + \bar{a}_e + \bar{a}_c.$$

Соответствующие силы инерции будут равны

$$\tilde{O}_r = -m\bar{a}_r, \quad \tilde{O}_e = -m\bar{a}_e, \quad \tilde{O}_c = -m\bar{a}_c.$$

Учитывая, что угловая скорость переносного движения ω и относительная скорость шара V_r величины постоянные, $a_r = 0$, $\bar{a}_e = \bar{a}_e^n$, $\bar{a}_c = 2(\bar{\omega} \times \bar{V}_r)$.

При определении дополнительного давления \tilde{O}_e и силу тяжести \bar{P} не будем учитывать.

Кориолисова сила инерции

$$\hat{O} = \frac{2P}{g} \omega V_r \cdot \sin 45^\circ \quad (3)$$

направлена по перпендикуляру плоскости, в которой расположены векторы $\bar{\omega}$ и \bar{V}_r .

Введём координатные оси Oz и Oх, расположив их в плоскости стержней OA и BC.

Составляя уравнения равновесия, замечаем, что ни в одно из них силы \bar{R} и \tilde{O} не входят одновременно, а это значит, что сила \tilde{O} не оказывает влияние на реакцию \bar{R} .

Дополнительные давления на подшипники C_1 и C_2 от силы \tilde{O} найдём, предварительно определив реакции X_{C_1} , X_{C_2} , Y_{C_1} , Y_{C_2} из четырёх уравнений равновесия

$$\begin{aligned} \sum_{k=1}^n X_k &= 0, \quad \sum_{k=1}^n Y_k = 0, \\ \sum_{k=1}^n M_{kx} &= 0, \quad \sum_{k=1}^n M_{ky} = 0, \end{aligned}$$

которые в явном виде выглядят так:

$$\begin{aligned} X_{C_1} + X_{C_2} &= 0, \\ Z_{C_1} + Z_{C_2} &= 0, \end{aligned} \quad (4)$$

$$\begin{aligned} -X_{C_1} \frac{d}{2} + X_{C_2} \frac{d}{2} + \hat{O} l \sin 45^\circ &= 0, \\ Z_{C_1} \frac{d}{2} - Z_{C_2} \frac{d}{2} + \hat{O} l \sin 45^\circ &= 0. \end{aligned}$$

Первые два уравнения системы показывают, что дополнительные реакции образуют пару сил.

Из системы уравнений вытекает, что

$$|\bar{X}_{C_1}| = |\bar{Z}_{C_1}| = |\bar{X}_{C_2}| = |\bar{Z}_{C_2}| = \hat{O} \frac{1}{d} \sin 45^\circ \quad (5)$$

и, следовательно, дополнительное давление

$$N = \sqrt{X_{C_1}^2 + Z_{C_1}^2} = \hat{O} \frac{1}{d}. \quad (6)$$

Из формул (5) и (6) получается, что дополнительные давления направлены вдоль стержня, поэтому эту задачу можно решить, сведя вопрос к изучению равновесия системы сил, расположенных в плоскости, содержащей стержень OA и силу Ф.

Принимая во внимание соотношения (3) и (6), получим

$$N = \frac{2Pl}{dg} u \omega \sin 45^\circ,$$

Откуда после подстановки числовых значений определим

$$N = \frac{2 \cdot 10 \cdot 0,25}{0,025} \cdot 0,2 \cdot 6\pi \frac{\sqrt{2}}{2} = 533 \text{ Н.}$$

Вывод: Реальные реакции в опорах значительно выше, определяемых методами статики.

Библиографический список

1. Курс теоретической механики. Под редакцией К.С. Колесникова. М. МГТУ им. Н.Э.Баумана, 2002. Том 1. 735 с.
2. Тарг С.М., Краткий курс теоретической механики, Учеб. для втузов., М., Высшая школа, 1988. 416 с.

УДК 669.162.252.428

ПРОБЛЕМЫ ВОДОСНАБЖЕНИЯ ГАЗООЧИСТКИ ДОМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА

Ворон Л.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В колошниковом газе, который образуется в результате доменного процесса, содержится пыль, окислы углерода (СО, СО₂) и серы (SO₂). Кроме того, в нем могут присутствовать токсичные цианистые и радонистые соединения, тяжелые металлы, пары ртути. Выбросы доменного производства от общих выбросов в черной металлургии составляют по пыли – 17,3 %, по SO₂ – 0,3 %, СО – 3,5 %. Вынос пыли из печей, работающих с повышенным давлением, составляет 25-75 кг/т чугуна. На выходе из печи газ содержит около 25-35 % СО, что позволяет его использовать как газообразное топливо после предварительной очистки. Для многих потребителей доменного газа, содержание в нем пыли не должно превышать 10 мг/м³. Как правило, для достижения необходимого эффекта применяется многоступенчатая схема газоочистки:

– грубая очистка в сухих пылеуловителях с эффектом улавливания до 65-75%;

– тонкая очистка в скрубберах и трубах «Вентури» до содержания 0,5 г/м³ взвешенных веществ и температуры газа 40 – 50 °С;

– тонкая очистка до содержания пыли менее 10 мг/м³ в дроссельной группе или в мокрых трубчатых электрофильтрах.

Доменный газ после грубой очистки на сухих пылеуловителях с температурой 350 °С поступает в нижнюю часть скрубберов, орошаемых водой.

В скрубберах постоянно движутся два встречных потока: доменный газ снизу вверх и распыляемая форсунками вода сверху вниз. При этом происходит хорошее перемешивание газа с водой, которое обеспечивает улавливание крупных частичек пыли и эффективный теплообмен, приводящий к охлаждению газа. После скрубберов газ поступает в трубы «Вентури», где за счет увеличения скорости его потока в контакте с подаваемой водой происходит тончайшее перемешивание и коагуляция (укрупнение) частичек пыли, которые проходя водоотделители, выпадают вместе с водой, а газ поступает в дроссельную группу или электрофилтры. В дроссельной группе при высоком перепаде давления и скорости газа в клапанах до 200 – 250 м/с снижается содержание пыли в очищенном газе до 5 – 10 мг/м³.

Вследствие, высокого давления отводимого газа (давление на колошнике доменной печи 2,5 и более ати) в отводимой нагретой и загрязненной оборотной воде в пределах газоочистной аппаратуры успевает раствориться до 150 – 220 мг/л диоксида углерода (CO₂). Так как в очищенном газе присутствует окись кальция (CaO), то в результате взаимодействия ей с растворенным в воде углекислым газом (CO₂) происходит интенсивное образование бикарбоната кальция:



После выхода воды из газоочистной аппаратуры, из-за потери растворенного углекислого газа бикарбонат кальция (Ca(HCO₃)₂) распадается с образованием нерастворимого карбоната кальция (CaCO₃), который интенсивно отлагается на всех сооружениях газоочистки и оборотного цикла водоснабжения:



Водоснабжение газоочисток доменных печей осуществляется по замкнутой оборотной схеме (рисунок 1).

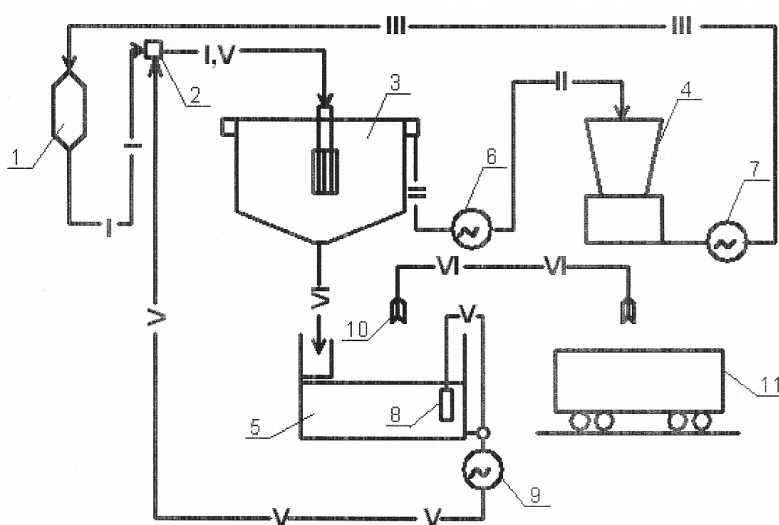


Рисунок 1 – Схема организации оборотного водоснабжения газоочистки доменного производства

I – сточные воды от газоочистки; II - осветленная вода после радиальных отстойников; III -осветленная и охлажденная вода, подаваемая на газоочистку; IV -уловленный шлам; V - выделенная вода при уплотнении и обезвоживании шлама; VI - обезвоженный шлам на утилизацию в агломерационное производство.

1 - газоочистка доменного производства, 2 - электрокоагулятор, 3 - радиальные отстойники, 4 - вентиляторные градирни, 5 -шламоуплотнитель, 6 - насос подачи осветленной воды на охладитель, 7 - насос подачи оборотной воды на газоочистку, 8, 9 - насосы откачки выделенной воды при уплотнении осадка, 10 - грейферный кран, 11 - железнодорожные вагоны или автотранспорт.

Вода, отводимая от газоочистных аппаратов в самотечном режиме, поступает на очистные сооружения с температурой до 50 °С и содержит до 8 г/л шихтовой пыли, состоящей из 30 – 35 % железа, 20 – 25 % углерода и других химических элементов, гидравлическая крупность которых колеблется от 0,1 до 0,9 мм/с.

Состав и количество загрязнений в отводимой воде зависит от качества шихтовых материалов и особенностей технологического процесса.

Очистка стоков, как правило, осуществляется на радиальных отстойниках с камерами флокуляции и последующим охлаждением на вентиляторных градирнях с брызгальным оросителем.

Концентрация взвешенных веществ в осветленной воде, подаваемой на газоочистку не должна превышать 150-300 мг/л, температура на уровне 30-35°С.

Гидравлическая нагрузка на отстойники при очистке данных стоков принимается 3-3,5 м³/м²ч при работе без коагуляции и 5 м³/м²ч с коагуляцией. В качестве коагулянта, как правило, применяются:

– железный купорос (FeSO₄ 7H₂O) дозой 20 мг/л и известь дозой 10 мг/л по СаО;

– сернокислый алюминий (Al₂(SO₄)₃× nH₂O) дозой 10-20 мг/л и полиакриламид дозой 0,2 мг/л.

При наличии цинка в шихте и в сточной воде от газоочистки ускоряется процесс осветления.

В настоящее время все более широкое применение для интенсификации очистки подобных стоков находит метод электрокоагуляции. Данный метод обработки позволяет достичь эффекта коагуляции без введения химических реагентов. Кроме того, под действием электрического поля происходит намагничивание феррочастиц взвеси содержащейся в сточной воде, в результате чего достигаются высокие эффекты осветления, а образующийся структурный осадок значительно легче уплотняется и обезвоживается.

Выпавший в отстойниках осадок сдвигается скребковыми фермами к центру и периодически удаляется насосами в шламоуплотнители для дальнейшего обезвоживания и использования в качестве шихты.

Осветленная вода из отстойников поступает на охлаждение, в брызгальные бассейны или брызгальные градирни.

Организация водоснабжения доменной газоочистки по оборотной схеме позволяет:

- вести процесс очистки газа с забором воды из источника или других циклов лишь для компенсации безвозвратных потерь;
- предотвращать сброс загрязненных сточных вод в водоем;
- снизить затраты на очистку сточных вод, так как требования по сбросу в водоем значительно выше, чем требования к воде, предъявляемые газоочистным оборудованием;
- вернуть в производство выделенные шламы, содержащие в своем составе большой процент железосодержащих соединений и других ценных составляющих шихтового материала.

Однако эксплуатация всего очистного оборудования значительно осложнена нестабильностью оборотной воды, что приводит к интенсивному отложению карбонатных соединений в нижней части газоочистных аппаратов, трубопроводах и оборудовании, транспортирующем и очищающем оборотную воду. В результате загрязнения карбонатными отложениями быстро падает охлаждающий эффект градирен, снижается пропускная способность скрубберов и трубопроводов; забивается водораспределительная система отстойников и ходовая часть запорной и регуливающей арматуры, каналы насосов. Вследствие чего оборудование быстро выходит из строя. Кроме того, все эти процессы приводят к повышению температуры воды, подаваемой в газоочистные аппараты, и, как следствие, увеличивается влажность очищенного газа и снижается его теплотворная способность что, в свою очередь, вызывает нарушение основного технологического процесса.

Применяемое механическое удаление карбонатных отложений из очистного оборудования и трубопроводов оборотного водоснабжения трудоемко, дорого и не дает должного эффекта. Кроме того, при этом элементы системы газоочистки выводятся из работы, а оросители градирен быстро выходят из строя и их приходится заменять новыми.

Для предотвращения или уменьшения интенсивности отложения карбонатных соединений в системах оборотного водоснабжения широко применяются химические методы обработки оборотной воды – это фосфатирование, подкисление или рекарбонизация. В последнее время все большее внимание уделяется магнитной обработке оборотной воды, как наиболее перспективному и достаточно простому методу.

Магнитный метод обработки воды основан на физическом явлении, заключающемся в том, что вода после воздействия на нее магнитного поля определенной напряженности и полярности при нагреве не дает накипных отложений, а соли жесткости выпадают в виде шлама в толще воды. Таким образом, вместо твердой накипи в воде появляется мигрирующий тонкодисперсный шлам, который удаляется с поверхности оборудования и трубопроводов.

Несмотря на все достоинства магнитной обработки, свои свойства вода, обработанная постоянным магнитным полем сохраняет менее суток. Это

явление потери магнитных свойств водой называют релаксацией.

В конце прошлого столетия появились зарубежные и отечественные аппараты для обработки воды переменными электромагнитными волнами, которые имеют существенные преимущества перед аппаратами для омагничивания. Их отличиями являются небольшие габариты, простота монтажа и обслуживания, экологическая безопасность, низкие эксплуатационные затраты. Они имеют более широкий диапазон применения в первую очередь для воды с высокой жесткостью, у них отсутствуют требования по солесодержанию, устранен эффект привыкания воды, происходит разрушение ранее сформированных карбонатных отложений в течение 1 - 3 месяцев.

При наложении переменных электромагнитных волн в воде изменяется структура солей жесткости. Прочная смесь аморфных отложений солей жесткости при этом не образуется, а сформировавшиеся ранее разрушаются и уносятся потоком воды. Вода, обработанная электромагнитным полем не меняет своих свойств.

По данным разработчика оборудования для электромагнитной обработки воды («Экосервис Технохим» г. Москва) данный метод успешно используется для защиты очень большого спектра технологического оборудования, в том числе форсунок и распылительных устройств различного назначения, систем охлаждения с циркуляционной (оборотной) водой.

Применение электрокоагуляционного метода обработки сточных вод газоочистки позволяет совместить одновременно процесс коагуляции, без введения реагентов, и воздействия электромагнитного поля на обрабатываемые сточные воды и загрязняющие вещества, содержащиеся в них.

По нормативным и справочным данным, на основе научных и экспериментальных разработок, а также по опыту эксплуатации подобных установок этот метод может дать положительный эффект в борьбе с карбонатными отложениями во всем комплексе сооружений газоочистки. Этот метод обеспечит повышение эффекта осветления сточных вод и предотвратит образование карбонатных отложений во всем комплексе сооружений газоочистки, что значительно повысит эффективность работы оборудования газоочистки и сооружений оборотного цикла, улучшит условия эксплуатации всех сооружений, трубопроводов и оборудования. Кроме того, при этом будет одновременно происходить и намагничивание феррочастиц загрязнений, что значительно улучшит результаты очистки оборотной воды и обезвоживания уловленного шлама.

Библиографический список

1. СНиП 2.04.02-84* Водоснабжение. Наружные сети и сооружения / Госстрой России. – М: ГУП ЦПП, 1998 – 128 с
2. Указания и нормы технологического проектирования и технико-экономические показатели энергетического хозяйства предприятий черной металлургии / Минчермет СССР. – М: ВНТП, 1981 – 125 с
3. Банников В.В. Электромагнитная обработка воды (часть 1) / В.В. Банни-

- ков // Водоснабжение и санитарная техника. 2005 № 5 – М., 2005 – с 17-20
4. Банников В.В. Электромагнитная обработка воды (часть 2) В.В. Банников // Водоснабжение и санитарная техника 2005 № 6 – М., 2005 – с 21-24

УДК 621.31:657

ВОЗМОЖНОСТИ СБЕРЕЖЕНИЯ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

КИПЕРВАССЕР М.В., ЛЯХОВЕЦ М.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк*

Заводы по производству черных металлов являются крупными потребителями энергоресурсов, в том числе электрической энергии. Среднегодовое потребление электроэнергии предприятиями черной металлургии России составляет 55-65 млрд. кВт·ч. (6-7,5 % от потребления по всей стране) [1]. Средневзвешенная норма потребления электроэнергии на 1 тонну готовой продукции по предприятиям черной металлургии России составляет 476 кВт·ч., а доля затрат на электроэнергию в себестоимости продукции металлургических комбинатов, составляет 7-11 % [1]. С учетом больших объемов производства, расходы предприятий на приобретение электроэнергии являются значительными, а задача экономии энергоресурсов и, в том числе электроэнергии, актуальной.

Получаемая предприятием электроэнергия передается по собственным сетям и распределительным подстанциям, далее расходуется на потребление технологическими агрегатами. При передаче и распределении электроэнергии, некоторые части ее теряются, в соответствии с к.п.д. электроустановок. Потери и расход электроэнергии в технологических агрегатах определяются технической сущностью и к.п.д. самих агрегатов.

С учетом вышеизложенного, предлагается следующая классификация мероприятий по экономии электрической энергии на промышленных предприятиях по производству черных металлов:

1. Мероприятия, связанные с реконструкцией и модернизацией собственно электрооборудования.
2. Мероприятия, связанные с реконструкцией и модернизацией основного технологического оборудования и (возможно) с оптимизацией или изменением технологических процессов.

К первому типу мероприятий относятся:

– экономия электроэнергии в распределительной сети за счет увеличения сечений проводов и кабелей, и перевода сети на более высокий уровень напряжения;

– экономия электроэнергии за счет снижения потерь в трансформаторах. Достигается за счет верного выбора мощности каждого трансформатора

по величине питающейся от него нагрузки. В основном, в настоящее время, при сниженных нагрузках ряда цехов и производств требуется уменьшение мощности трансформатора, что позволит снизить потери холостого хода;

- правильный выбор мощности приводных электродвигателей механизмов. Для наилучшего использования потребляемой двигателем электроэнергии, желателен согласованный выбор его мощности так, чтобы нагрузка двигателя составляла не менее 90 % от номинальной мощности. Также возможна замена асинхронных двигателей на синхронные, имеющие значительно лучшие энергетические показатели;

- использование частотных преобразователей для питания двигателей переменного тока;

- мероприятия по компенсации реактивной мощности, включающие себя использования разного рода компенсирующих и фильтрокомпенсирующих устройств с пассивной и активной компенсацией, а также использование мощности синхронных машин для компенсации реактивной энергии;

- замена, по возможности, кабельных трасс шинопроводами оптимального сечения.

Оценивая в целом эти известные меры по экономии электроэнергии в электрооборудовании, можно отметить, что в большинстве случаев они являются весьма затратными, а срок их окупаемости, при действующих тарифах на электроэнергию, превышает несколько лет. Часто их классифицируют, как мероприятия с большими капитальными вложениями и длительным сроком окупаемости.

К мероприятиям второго типа относятся:

- выравнивание графика электрической нагрузки предприятия, что позволяет достичь экономии при закупке электроэнергии. Эффекта выравнивания графика нагрузки можно достичь за счет организационных и технологических мероприятий: оперативное регулирование производства основных видов продукции предприятия, имея в виду такое распределение их во времени, которое позволит поддерживать неизменную потребляемую мощность; перенос во времени работы вспомогательных цехов и производств с той же целью.

- регулирование производительности агрегатов, обслуживающих основные технологические процессы, в соответствии с реальной потребностью. Например, регулирование частоты вращения насосов, вентиляторов, эксгаустеров, турбокомпрессоров и пр. Наибольшая эффективность такого регулирования достигается в замкнутых системах автоматического управления с заранее заданной целевой функцией, в данном случае, снижения расхода электроэнергии. Известно, что значительная часть электропотребления ОАО «Объединенный завод Евраз», площадка ЗСМК, составляют затраты на производство кислорода для конвертерного производства, а также работу насосов обратного цикла цеха водоснабжения и водоотведения. Также значительное количество электроэнергии потребляется эксгаустерами агломашиноагломератного производства. Несмотря на известные мероприятия по эконо-

мии в этом направлении, существует значительное количество цехов, производств и технологических процессов, не рассмотренных с точки зрения экономики электроэнергетики. Подобный анализ, видимо, возможен, с участием специалистов-технологов, отчетливо представляющих суть ведущихся технологических процессов и возможностей по их модернизации и оптимизации.

В целом на взгляд авторов, процессы передачи, распределения и потребления электроэнергии на металлургическом предприятии, должны быть подвергнуты обследованию, изучению и последующему анализу. Полученные в ходе мониторинга и анализа данные, могут быть использованы для разработки мероприятий по снижению расхода электрической энергии.

Библиографический список:

1. Авдеев В.А. и др. Основы проектирования металлургических заводов: справочное издание/В.А. Авдеев, В.М. Друян, Б.И. Кудрин. – М.: Интермет Инжиниринг, 2002. – 464 с: ил.

УДК 669:054

ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ЭНЕРГИИ ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ

Оленников А.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, oaa@circul-m.ru.*

Металлургические агрегаты при производстве металла теряют с отходящими газами значительную часть тепловой энергии. Это приводит к снижению КПД агрегатов, а также влияет на себестоимость основной продукции. Кроме того, выбросы в атмосферу высокотемпературных газов отрицательно сказываются на экологическую обстановку.

Для решения этой проблемы нужно перейти на качественно новый уровень энергопотребления металлургическими агрегатами. Прежде всего, следует провести реструктуризацию топливно-энергетического баланса металлургических предприятий за счет массового внедрения ресурсосберегающих технологий и вовлечения в энергетический баланс вторичных ресурсов, которые в общих балансах металлургических предприятий используются только на 10-20 %.

В связи с этим перспективным направлением является экономия топлива путем одновременного снижения тепловых потерь с отходящим газом и комплексного использования продуктов сгорания для технологических, энергетических и химических видов утилизации энергии [1, 2]. Наибольшего энергосберегающего эффекта можно достичь, используя установки, включающие в свой состав следующие агрегаты: котлы-утилизаторы, аппараты

кипящего слоя, газовые турбины и т.д. В таких установках продукты сгорания отдают свою энергию, последовательно направляясь из высокотемпературного источника в средне- и низкотемпературные устройства для более полного использования теплоты. При этом возможно также использование химической энергии [2].

Особый интерес вызывает использование тепловой энергии отходящих газов в энергетических целях. Это связано с постоянно увеличивающимися тарифами на тепловую энергию. В рамках этой работы использование энергии отходящих газов металлургических агрегатов в целях отопления производственных помещений.

В настоящее время для отопления производственных зданий существуют следующие схемы: приготовленная товарная вода в котельных агрегатах через теплообменник подогревает вторичный теплоноситель, который проходя через систему труб, поступает в индивидуальный тепловой пункт здания, где происходит распределение теплоносителя по теплоиспользующим установкам; в котельной дымовые газы из топок котлов по газоходу поступают в воздухонагревательные установки (ВНУ). В ВНУ дымовые газы отдают часть теплоты наружному воздуху, нагревая его от расчетной температуры $-39\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $300\text{ }^{\circ}\text{C}$. После ВНУ дымовые газы выбрасываются в атмосферу через дымовую трубу, а подогретый воздух поступает на отопление производственных помещений.

Автором предлагается один из способов утилизации тепловой энергии отходящих газов металлургических агрегатов в целях теплоснабжения производственных помещений [3]. Для чего в газоходе устанавливается теплоутилизатор (рекуператор), по трубкам которого течет теплоноситель системы теплоснабжения отопительных агрегатов – вода, нагреваемая в теплоутилизаторе от $70\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $95\text{ }^{\circ}\text{C}$ (расчетные условия).

Принципиальное значение имеет место установки теплоутилизатора системы воздушного отопления в газовом тракте. При решении этого вопроса необходимо учитывать температуры отходящих газов после теплоутилизатора и после ВНУ. При установке теплоутилизатора между металлургическим агрегатом и ВНУ в зависимости от расхода теплоносителя системы теплоснабжения отопительных агрегатов и расхода отходящих газов возможно снижение температуры последних на выходе из теплоутилизатора до значения, достаточного для конденсации водяных паров на теплообменных поверхностях ВНУ, что недопустимо. При установке теплоутилизатора между ВНУ и дымовой трубой возможен аналогичный процесс в теплоутилизаторе.

При возникновении угрозы образования конденсата, приемлемой, на наш взгляд, является схема, в которой теплоутилизатор установлен параллельно ВНУ. При этом опасности конденсации паров в следующем по ходу движения отходящих газов теплообменном аппарате не возникает.

При схеме установки теплоутилизатора в газоходе перед ВНУ, либо параллельно ВНУ необходим расчет обоих теплообменников, так как при установке теплоутилизатора перед ВНУ уменьшается расчетная температура

дымовых газов на входе в воздухонагреватель, а при параллельной установке снижается расчетный расход дымовых газов в ВНУ.

Конструктивные характеристики теплоутилизатора системы отопления определяются исходя из площади поверхности нагрева, m^2 , по известной формуле

$$F = \frac{Q}{K \Delta t},$$

где Q – количество теплоты, участвующей в теплообмене; K – коэффициент теплопередачи; Δt – температурный напор.

Значение Q , равное тепловой мощности системы отопления, забирающей теплоту отходящих газов, определяется по уравнению теплового баланса теплоутилизатора

$$Q = \varphi (I_p' - I_p'' + \Delta\alpha_p I_b),$$

где φ – коэффициент сохранения теплоты, зависящий от теплопотерь энергоутилизатора в окружающую среду; I_p' , I_p'' – энтальпии дымовых газов на входе в теплоутилизатор и на выходе из него, соответственно; I_b – энтальпия присасываемого в теплоутилизатор воздуха; $\Delta\alpha_p$ – присос воздуха в теплоутилизатор. Присосы воздуха учитываются, только если теплоутилизатор находится на всасывающей стороне дымососа.

Из этого уравнения можно найти энтальпию и температуру дымовых газов на выходе из теплоутилизатора, в случае, если он установлен в газоходе между котлоагрегатом и ВНУ. В случае установки теплоутилизатора между ВНУ и дымовой трубой, либо при параллельной установке температуру дымовых газов после него можно принять равной расчетной температуре уходящих газов.

Значение K теплоутилизатора можно определить, пользуясь нормативной литературой (Нормативным методом теплового расчета котельных агрегатов, разработанным ЦКТИ им. И.И. Ползунова и ВТИ им. Ф.Э. Дзержинского). Тогда для шахматных и коридорных пучков стальных труб значение K рассчитывается по формуле

$$K = \psi \xi (\alpha_k + \alpha_n),$$

где ψ – коэффициент тепловой эффективности, зависящий от вида топлива, сжигаемого в металлургическом агрегате; ξ – коэффициент использования, учитывающий уменьшение тепловосприятости поверхности нагрева вследствие неравномерного омывания ее дымовыми газами, частичного протекания дымовых газов мимо нее и образования застойных зон; α_k – коэффициент теплоотдачи конвекцией от дымовых газов к поверхности нагрева; α_n – коэффициент теплоотдачи, учитывающий передачу теплоты излучением в конвективных поверхностях нагрева.

Температурный напор Δt , °С, определяется для прямого тока, перекрестного тока с числом ходов более четырех как среднелогарифмическая разность температур

$$\Delta t = \frac{\Delta t_{\text{б}} - \Delta t_{\text{м}}}{2,3 \lg \frac{\Delta t_{\text{б}}}{\Delta t_{\text{м}}}},$$

где $\Delta t_{\text{б}}$ и $\Delta t_{\text{м}}$ – соответственно большая и меньшая разности температуры отходящих газов и температуры нагреваемой жидкости в теплоутилизаторе, °С.

Наибольшую трудность в расчете теплоутилизатора представляет собой определение коэффициентов теплоотдачи конвекцией $\alpha_{\text{к}}$ и излучением $\alpha_{\text{л}}$. Коэффициент $\alpha_{\text{к}}$ зависит от скорости отходящих газов в теплоутилизаторе и направления их движения (продольное, поперечное омывание пучка), вида пучка труб (коридорный, шахматный) и их диаметра, от числа рядов труб по ходу отходящих газов, расстояния между трубами, геометрии поверхности труб (гладкая, рифленая и т.д.). Коэффициент $\alpha_{\text{л}}$ зависит от температуры отходящих газов, их запыленности и степени черноты, степени загрязнения стенок труб. Эти коэффициенты можно определить либо непосредственно экспериментальным путем, либо пользуясь эмпирическими зависимостями, приведенными в специальной литературе.

Результатом работы по решению задачи утилизации теплоты отходящих газов для воздушного отопления производственных помещений является разработка конкретных проектных решений для действующих металлургических агрегатов в Кузбассе. Использование тепловой энергии отходящих газов металлургических агрегатов для отопления производственных помещений позволит сэкономить около 30 % топлива за отопительный период.

Библиографический список

1. Оленников А.А. Схема энерго-металлургического комплекса на основе агрегата типа СЭР / Оленников А.А., Мочалов С.П., Цымбал В.П. // Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия в Кузбассе: сборник докладов второй международной научно-практической конференции. – Новокузнецк. – СибГИУ, 2008 – С. 186–189.
2. Воинов А.П., Зайцев В.А., Куперман Л.И. Котлы-утилизаторы и энерго-технологические агрегаты. – М.: Энергоатомиздат, 1989. – 272 с.
3. Оленников А.А. Утилизация и использование вторичной низкопотенциальной тепловой энергии в металлургических агрегатах / Оленников А.А., Цымбал В.П. / Современная металлургия начала нового тысячелетия: Труды третьей Международной науч.-техн. конф.; ЛГТУ. – Липецк, 2006. – С. 137–142.

СВАРКА: НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ, МАТЕРИАЛЫ И ОБОРУДОВАНИЕ

УДК 621.791.7

РЕГИОНАЛЬНЫЕ ИСТОЧНИКИ СЫРЬЯ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ СВАРОЧНЫХ ЭЛЕКТРОДОВ

Гордин С.О., Рудаков С.Г.

**«ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»,
Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, e-mail: sgrud@mail.ru**

Общий спад промышленного производства в последние годы, снижение выпуска нового оборудования неизбежно приводят к моральному и физическому старению техники и, как следствие, росту ремонтных работ. Потребность в ремонтных и восстановительных работах и, следовательно, потребность в электродах возрастает.

Региональная разобщенность способствует переводу некоторых сварочных компонентов из раздела общедоступных в остродефицитные материалы. Возрастает стоимость энергетического оборудования, что приводит к спросу на наиболее дешевые сварочные трансформаторы, при этом повышаются требования к характеристикам сварочных электродов.

В связи с распадом СССР компонентно-сырьевая база оказалась разорванной. В связи с этим осложнились имеющие и ранее место проблемы сырьевой базы электродного производства России. Кроме того, ввиду крайне нерационального размещения производителей сырья по стране, в результате которого материалы доставляются, например, с Кольского полуострова на Дальний Восток или с Урала в Сибирь, неоправданно высоки транспортные расходы. Поэтому необходимо изучать и систематизировать имеющиеся геологоразведочные данные, исследовать возможности использования сырья новых месторождений. Это позволит выявить рациональные сырьевые базы для электродных предприятий России, исключить зависимость от импорта материалов и сократить издержки на транспортирование путем использования регионального сырья.

Нельзя сказать, что работы по поиску новых материалов, в первую очередь регионального сырья, для электродных покрытий не ведутся. При профессиональном подходе к выбору источника и вида сырья, подробных исследований и соблюдении технологии безусловно возможно использования такого сырья. Но, как правило, работы проводятся как единичные эксперименты без всесторонних исследований комплекса свойств электродов и сварных соединений и не доводятся до окончательного промышленного

применения, включая разработку нормативной документации, организацию реального промышленного применения в электродном производстве. Обычно ведется поиск материалов-заменителей, привлекательных по ценовым показателям.

Мрамор

Наиболее крупным источником карбонатных пород является Карачкинское месторождение флюсовых известняков, расположенное на восточной окраине г. Гурьевска (Кемеровская область).

Известняки данного месторождения отличаются высоким качеством и могут применяться в различных отраслях. В настоящее время они используются практически во всех производствах черной металлургии, химической и угольной промышленности, цветной металлургии.

В Алтайском крае имеются известняки эксплуатируемого Неверовского месторождения, которые характеризуются средним содержанием элементов: окиси кальция – 54 % (в пересчете на углекислый кальций – 96 %), окиси магния – 0,47 %, кремнезема – 1,92 %, глинозема – 0,65 %, окиси железа – 0,92 %, пятиоксида фосфора – 0,02 % (в пересчете на фосфор – 0,009 %), оксида серы – 0,02% (в пересчете на серу – 0,01 %).

Кроме того, возможно использование мрамора Пуштулимского карьера, расположенного недалеко от г. Барнаул. Опробование возможности использования при производстве сварочных электродов мрамора Пуштулимского месторождения Алтайского края проведено на ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК». Химический состав мрамора приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав мрамора Пуштулимского месторождения

Мрамор	Массовая доля элементов, %					
	CaCO ₃	MgO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃ +Al ₂ O ₃	S	P
Пуштулимский	96,2	0,5	1,1	0,6	0,005	0,010
Требования ГОСТ 4416 для марки М-92	≥ 92,0	≤3,0	≤2,0	не нормируется	≤0,04	≤0,015

Из таблицы 1 видно, что мрамор Пуштулимского месторождения соответствует марке М-92.

Кварцевый песок

В качестве кварцевого компонента могут быть рекомендованы кварциты месторождения «Сопка 248», которое эксплуатируется Антоновским рудоуправлением.

Кварциты – мономинеральные породы, представленные кремнеземом и характеризующиеся высокой чистотой и постоянством химического состава. В качестве минералов-примесей (обычно не более 2,0 %) отмечаются титаносодержащие минералы, оксиды и гидроксиды железа и марганца, карбонаты и др.

Химический состав чистых разновидностей: SiO₂ - 98,6 %, Al₂O₃ – 0,51 %, Fe₂O₃ - 0,06 %, TiO₂ - 0,02 % , CaO - 0,01 %, MgO – 0,03 %, S – 0,01 %.

Источником кварцевого сырья также может послужить жила «Гигант», расположенная вблизи с. Огни в 25 км от районного центра Усть-Калманка Алтайского края. Кварц характеризуется следующим химическим составом: кремнезем – 95,5 %, окиси титана – 0,06 %, глинозема – 1,18 %, окиси железа – 1,65 %.

Тальк

Добыча талька на территории Кемеровской области организована на Алгуйском тальк-тремолитовом месторождении вблизи г. Междуреченска ЗАО «Русотальк».

Талькиты представляют собой белую массу, рассыпающуюся в порошок при некотором пребывании на воздухе. Средний минералогический состав талькитов: тальк – 85 %, кварц – 14,6 %, прочие минералы – 0,4 %.

Однако, как и в случае с Пуштулимским мрамором, замена талька одного месторождения на другое не увенчалась успехом. Химический состав талька Алгуйского месторождения представлен в таблице 4.

Таблица 2 – Химический состав Алгуйского талька

	Массовая доля элементов, %		
	MgO	CaO	Fe ₂ O ₃
Тальк ЗАО «Русотальк»	25,0	0,01	0,35
Требования ГОСТ 21234 для марки ТМК-27	≥ 27,0	≤ 0,8	≤ 6,0
Требования ГОСТ 21234 для марки ТМК-28	≥ 28,0	≤ 0,5	≤ 5,0

Из таблицы 2 видно, что тальк данного месторождения не соответствует требованиям нормативной документации по содержанию MgO.

Каолин

Сырьевая база каолина в стране ограничена, месторождения его сосредоточены в основном на территории Украины. В пределах, как Кемеровской области, так и Западной Сибири – месторождений каолина нет.

В то же время на территории Кемеровской области имеются месторождения каолиновых глин, на которых возможна организация добычных работ. Представляется целесообразным проведение исследований возможности использования каолиновых глин месторождений Барзасской группы для производства электродов.

Рутил

Разведанных месторождений рутила в Кемеровской области нет, но имеется ряд россыпных месторождений ильменита. Наиболее перспективной представляется Николаевская россыпь, расположенная в 28 км к югу от ж.д. станции Тяжин. Ильменитовый концентрат, получаемый при механическом обогащении имеет следующий химический состав: TiO₂ – 55,6 %, FeO -

28,1 %, SiO₂ - 1,66 %, P - 0,006 %. Попутный продукт – циркониевый концентрат.

Более крупной сырьевой базой ильменита является Туганское месторождение кварцевых песков содержащих цирконий, ильменит и рутил. Ильменитовый концентрат Туганского месторождения имеет следующий химический состав: TiO₂ – 45,6-50,3 %, Al₂O₃-2,8-2,9 %, SiO₂ -18,0-21,0 %, Fe₂O₃ - 21,4-22,1 %, MgO – 0,7 %, CaO - 0,3 %, S-0,006-0,008 %, P₂O₅ -0,04-0,45 %.

Флюорит и полевой шпат

Плавиновый шпат (флюорит) и полевой шпат могут быть получены на Мало-Растайском месторождении, расположенном в 30 км к югу от г. Белогорска (Кемеровская область).

На месторождении расположены жильные и вкрапленные типы руд. Минералогический состав жил: темно-фиолетовый, редко серый и зеленовато-голубоватый флюорит и розово-желтый полевой шпат, образующий неправильные включения во флюоритовой массе. Кроме жильного типа месторождений полевого шпата, в Алтайском крае известны и в различной степени изучены пегматиты Савушкинского и Белокурихинского гранитных массивов (Горно-Алтайский пегматитовый пояс), а в Кемеровской области – Лужбинского пегматитового пояса. Организация добычи полевого шпата из пегматитов привлекательна тем, что попутно осуществляется и добыча кускового кварца и слюды – мусковит.

Ферромарганец

Опробована возможность использования ферромарганца марки ФМн88 производства ООО «Карбид Хенн Келль метал» г. Новокузнецк. Химический состав ферромарганца, представлен в таблице 3.

Таблица 3 – Химический состав ферромарганца

Ферромарганец марки ФМн88	Массовая доля элементов, %				
	Mn	C	Si	P	S
Контрольная проба	87,5	1,72	3,8	0,069	0,020
Требования ГОСТ 4755-91	<i>Не более</i>				
	85-95	2,0	3,0	0,10	0,020

Из таблицы 3 видно, что содержание кремния в 1,3 раза превышает предельно допустимые значения.

Из анализа таблиц следует сделать вывод, что использовать региональное сырье можно только при создании новых рецептур покрытий (новых марок электродов). Замена даже одного из компонентов на материал другого месторождения достаточно сложное дело, требующее длительных и всесторонних исследований.

ПУТИ РАЗВИТИЯ ИМПУЛЬСНО-ДУГОВОЙ СВАРКИ

КРАМПИТ Н.Ю., КРАМПИТ М.А., ДМИТРИЕВА А.В.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета,
г. Юрга, savage_jawa@mail.ru*

Управление сварочной дугой и ее свойствами необходимо для повышения стабильности горения дуги и получения направленного переноса электродного металла в сварочную ванну, что особенно актуально при сварке в положениях, отличных от нижнего, а также воздействия на процессы, протекающие в сварочной ванне в околошовной зоне.

Существуют два способа управления свойствами сварочной дуги: внутренний и внешний. К внутреннему относятся: изменение состава газовой среды, активация электрода, изменение химического состава электрода. К внешнему способу можно отнести: вибрация электрода, создание магнитного поля, программирование скорости подачи электрода, импульсное изменение тока и напряжения [1]. Рассмотрим более подробно два последних способа.

Программирование скорости подачи электрода, или импульсная подача электродной проволоки позволяет добиться принудительных замыканий дугового промежутка. Один цикл каплепереноса протекает в 4 этапа:

- формирование капли за счет плавления электродной проволоки;
 - движение электродной проволоки;
 - торможение капли;
 - короткое замыкание [2].
- объяснить увеличение коэффициента наплавки при импульсной подаче электродной проволоки можно следующими причинами:
- управляемым процессом образования капли электродного металла;
 - отсутствием больших значений токов короткого замыкания;
 - увеличение тока в импульсе подачи способствует росту коэффициента плавления [3].

К импульсному изменению тока и напряжения относят сварку модулированным током, импульсно-дуговую сварку и сварку пульсирующей дугой.

Сварка модулированным током позволяет более тонко дозировать теплоту, поступающую в сварочную ванну; облегчает сварку в вертикальном и потолочном пространственных положениях; обеспечивает управляемый мелкокапельный перенос основного металла. Осциллограммы тока по времени имеют самые различные формы, но общая суть их остается одна: идет чередование высокой и низкой силы тока [4].

Импульсно-дуговая сварка снижает разбрызгивание электродного металла, обеспечивает управляемый перенос. Во время паузы горит дежурная

дуга, служащая для поддержания горения, либо плавления электрода. В момент подачи импульса тока происходит формирование капли и перенос ее в сварочную ванну.

В настоящее время существует большое количество разнообразных способов импульсно-дуговой сварки. *Подогрев электродной проволоки* повышает эффективность сварочных работ в 2-3 раза [5]. *Двухдуговая сварка «расщепленным» электродом* с общим токоподводом применяется с целью повышения коэффициента наплавки, увеличения скорости сварки. В процессе сварки происходят короткие замыкания между одной из электродных проволок и ванны, а также прекращается горение дуги на второй проволоке. *Увеличение вылета электродной проволоки* применяют для получения более чистого слоя наплавленного металла. При увеличении вылета электрода ширина шва и глубина проплавления уменьшается, а выпуклость шва увеличивается [6]. При процессе *SpeedPulse* обеспечиваются уменьшенное тепловложение, улучшенный провар и четкое формирование шва. Отличие от традиционного импульсного процесса заключается в том, что во время пауз между импульсами на долю миллисекунды включается струйный процесс сварки, тем самым перенос электродного металла происходит и между импульсами тоже [7]. *Сварочный процесс STTTM* (сокращение от английского термина Surface Tension Transfer – перенос за счет сил поверхностного натяжения) преемник обычного сварочного процесса MIG/MAG с переносом короткими замыканиями [8]. Однако STTTM принципиально отличается от него возможностью прямого управления условиями переноса в сварочную ванну наплавленного металла. *Технология forceArc* обеспечивает дугу со струйным переносом без коротких замыканий дугового промежутка. Высокая скорость передачи сигнала по системе обратных связей и малая индуктивность сварочного контура силового инвертора позволяет ограничить размер капли расплавленного металла и мгновенно корректировать сварочный ток, не позволяя, тем не менее, процессу переходить в режим коротких замыканий. *ColdArc* разработан с целью создания процесса малой мощности без механического вмешательства в подачу проволоки [9]. *При подогреве проволоки током паузы* нет потерь мощности, как в устройствах, использующих балластное сопротивление [10]. Особенность *процесса с двойными импульсами* заключается в следующем: модулирование высокочастотного несущего сварочного тока, вырабатываемого силовым инвертором, низкочастотными импульсами, которые формируются вторичным инвертором. При этом существенно изменяется форма импульса и соотношения ток/пауза. За счет изменения формы импульса и угла наклона фронта волны импульса появляется возможность получения управляемого мелкокапельного переноса в режиме короткого замыкания.

Сварка пульсирующей дугой представляет собой специализированный процесс сварки со струйным переносом металла. При горении пульсирующей дуги в инертных газах может наблюдаться очень мелкокапельный перенос электродного металла. Импульсы высокого напряжения быстро обеспе-

чивают глубину расплавления основного металла, но не вызывают интенсивного разогрева материала. Фоновый ток при этом поддерживает нужное состояние дуги между импульсами. По сравнению с постоянной дугой пульсирующая дуга усиливает проникновение, не повышая температуру соединения.

Таким образом, импульсные методы позволяют повысить качество сварного соединения, уменьшить разбрызгивание, улучшить условия для сварки материалов с плохой свариваемостью.

Библиографический список

1. Крампит Н.Ю., Крампит А.Г. Управление процессом плавления и переноса при сварке в углекислом газе длинной дугой. Монография. – 2009. 215с.
2. Зернин Е.А. Распределение температурных полей при сварке в смеси газов с импульсной подачей электродной проволоки // Сварочное производство. – 2011. – №1 – С. 35-36.
3. Мозок В.М. Дополнительные особенности технологии дуговой механизированной и автоматической сварки с импульсной подачей электродной проволоки // Сварочное производство – 2010. – №2 – С. 34-38.
4. Шигаев Т.Г. Сварка модулированным током // Итоги науки и техники. Сварка. Том 17 – 1985. – С.91-133
5. Жерносеков А.М., Андреев В.В. Импульсно-дуговая сварка плавящимся электродом (обзор) // Автоматическая сварка. – 2007. – №10 – С. 48-52.
6. Жерносеков А.М. Влияние вылета электрода на параметры шва при импульсно-дуговой сварке сталей // Автоматическая сварка. – 2004. – №8. – С. 52-53.
7. <http://shtorm-lorch.ru>
8. <http://www.intertehno.ru/articles/c4/35/>
9. <http://www.ewm-russia.ru/articles/coldarc.php>
10. Крампит А.Г., Крампит Н.Ю., Крампит М.А. Устройство, использующее подогрев электродной проволоки // Ремонт, восстановление и модернизация. – 2011. – №7. – С. 9-10.

УДК 621.791

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ УПРАВЛЕНИЯ КАПЛЕПЕРЕНОСОМ

Филонов А.В.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга, a.filonow@mail.ru*

Разрабатываемые и предлагаемые на рынке способы сварки плавящимся электродом постоянно совершенствуются с целью получения швов с

оптимальными соотношениями геометрических параметров и качества металла, снижения затрат на последующую обработку, уменьшения расхода материальных и энергетических ресурсов. Многие характеристики процесса сварки в защитных газах зависят от типа каплепереноса металла электрода.

Возможны несколько вариантов получения капель заданной массы. Одним из перспективных направлений для решения задач управления каплепереносом является введение в процесс импульсных воздействий [1]. В настоящее время получили развитие три системы управления каплепереносом:

- электрические системы, воздействующие на процесс импульсами тока от специальных источников (импульсно-дуговой процесс);
- механические системы, реализуемые с помощью подающих механизмов с импульсной подачей электродной проволоки;
- комбинированные системы, сочетающие совместное воздействие электрических и механических систем.

Перечисленные системы каплепереноса нашли своё отражение в различных технологических решениях известных фирм-производителей сварочного оборудования [2].

Преимущества, связанные с использованием управляемого каплепереноса, производители сварочного оборудования описывают по-разному. Процесс STT (Surface Tension Transfer – перенос за счет сил поверхностного натяжения) фирмы «Lincoln Electric» использует для работы быстродействующий инверторный источник питания, который позволяет управлять формой сварочного тока. В источнике питания дуги применена улучшенная технология управления формой сварочного тока (Waveform Control Technology), обеспечивающая значительные преимущества по сравнению с традиционной сваркой MIG. Этот способ преимущественно предназначен для сварки корневых швов, а также снижения разбрызгивания, особенно в чистом CO₂.

Процесс Cold Metal Transfer (CMT – перенос «холодного» металла) фирмы «Fronius» реализуется посредством реверсирования подачи проволоки. Среди преимуществ необходимо отметить незначительное разбрызгивание, в том числе и при использовании чистого CO₂, возможности сварки по увеличенному зазору за счет снижения тепловложения и пайки, а также сварки металла с различными теплофизическими свойствами, например стали с алюминием.

Кроме этого, фирма «Fronius» предложила процессы сварки CMT Advanced и CMT-Pulse-Advanced. По сравнению с процессом CMT, CMT Advanced обеспечивает низкое тепловложение. Новая технология даёт возможность заполнять более широкие зазоры в результате варьирования циклов тепловложения. При использовании процесса CMT-Pulse-Advanced отделение капли происходит в моменты короткого замыкания и действия импульсов обратной полярности. Таким образом совмещаются два типа переноса металла электрода – с короткими замыканиями и мелкокапельный импульсно-дуговой без коротких замыканий.

Фирма EWM реализует процесс Cold Arc, предназначенный для сварки

с короткими замыканиями, который позволяет соединять стальные листы толщиной от 0,3 до 1,5...2,0 мм, а также оцинкованные листы, хорошо управлять сваркой корневых швов в труднодоступных местах, выполнять сварку магниевых сплавов, сварку соединений сталь-алюминий, сталь-магний, алюминий-магний.

Технология Fast Root фирмы «Kemppi» осуществляет процесс с короткими замыканиями посредством цифрового управления сварочным током и напряжением дуги. Fast Root в основном разработана для сварки корневых швов, но может использоваться и для сварки тонкого металла.

НПО «СЭЛМА-ИТС» разработан процесс сварки с вынужденными короткими замыканиями (ВКЗ) дугового промежутка, позволяющий уменьшать разбрызгивание в чистом CO₂. Способ ВКЗ базируется на использовании источников сварочного тока с комбинированными внешними вольт-амперными характеристиками. Сущность использования таких характеристик заключается в том, что в зависимости от размера капли электродного металла и фазы перехода капли в сварочную ванну вольт-амперная характеристика может быть жесткой или падающей [3].

Японские специалисты также работают над процессом сварки дугой с управляемым каплепереносом. Представляют интерес работы по управлению формой импульса сварочного тока SP-MAG (superimposition – наложение токов). К преимуществам способа относят незначительное разбрызгивание металла, стабильность горения дуги, а также возможность управления тепловложением. Разработанная система управления MTS (Metal Transfer Stabilization) предотвращает образование больших капель и уменьшает разбрызгивание.

Фирма «Lorch» объединила несколько алгоритмов управления под общей торговой маркой Speed – «Мастер скорости» [4]. По сравнению с обычной импульсно-дуговой сваркой SpeedPulse уменьшает диаметр капель и увеличивает их количество. Перенос металла становится похожим на струйный, увеличивается провар и производительность. Технология SpeedArc предназначена для сварки металла толщиной до 15 мм в узкую разделку за один проход. Увеличенный вылет электрода способствует предварительному нагреву проволоки и повышению скорости плавления. Для полуавтоматической сварки вертикальных швов применяют технологию SpeedUp – в горячей фазе горения дуги увеличенный ток расплавляет материал, а в холодной стадии небольшой ток обеспечивает точное заполнение шва. Технологией SpeedRoot создаются управляемые колебания сварочной ванны в направлении электрода. Перенос капли в ванну происходит при коротком замыкании без тока в момент движения ванны от электрода, что уменьшает температуру металла.

Развивается направление, связанное с импульсно-дуговой сваркой плавящимся электродом, при котором базовый ток дуги изменяет полярность, что уменьшает тепловложение. Преимуществами импульсного процесса на переменном токе (AC Pulsed MIG) является низкая температура

сварочной ванны, лучшее отделение капли, предотвращение магнитного дутья [5].

Из приведённых примеров видно, что производители под различными торговыми марками выпускают электросварочное оборудование, реализующее процесс сварки с управляемым каплепереносом. Оно находит применение в различных отраслях промышленности – автомобильной, транспортном машиностроении, пищевой и химической промышленности, обработке тонколистового металла.

Библиографический список

1. Патон Б.Е., Лебедев В.А., Пичак В.Г., Полосков С.И. Эволюция систем импульсной подачи электродной проволоки для сварки и наплавки // Сварка и диагностика. 2009. № 3. С. 46-51.
2. Жерносеков А.М. Тенденции развития управления процессами переноса металла в защитных газах (обзор) // Автоматическая сварка. 2012. № 1. С. 33–38.
3. Лебедев В.А. Тенденции развития механизированной сварки с управляемым переносом электродного металла (обзор) // Автоматическая сварка. 2010. № 10. С. 45–53.
4. Лебедев В.А. Транзисторные источники питания для электродуговой сварки (обзор) // Автоматическая сварка. 2012. № 9. С. 34–40.

УДК 621.791

ПЛАЗМЕННО-ПОРОШКОВАЯ НАПЛАВКА АНТИФРИКЦИОННОГО СЛОЯ ПОВЫШЕННОЙ ТВЕРДОСТИ

**Князьков В.Л., Смирнов А. Н., Козлов Э.В.,
Радченко М.В., Князьков К.В.**

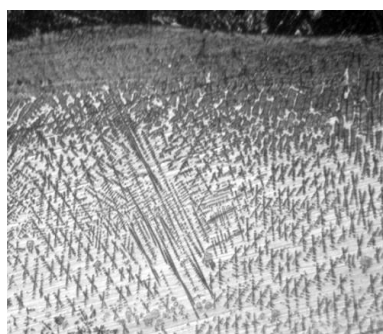
***ООО «Кузбасский центр сварки и контроля»
г. Кемерово***

Методы сварки плавлением позволяют эффективно решать задачи экономии материалов, производительности, надежности, качества, технологичности и др. [1].

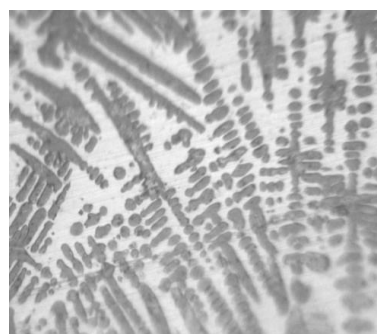
Широко распространенный метод наплавки слоев бронз, имеющих высокие антифрикционные свойства, имеет и недостатки, такие как относительно низкую твердость и износостойкость. Поэтому повышение твердости и износостойкости бронз может существенно увеличить срок службы тяжело нагруженных деталей машин, таких как венцы зубчатых колес и шестерен, втулок, поршней, электродов машин контактной сварки и др.

Порошок бронзы марки ПГ-19М-01 [2], фракция 40-63 мкм наплавляли на установке УПН-303. Структура наплавленного слоя бронзы представлена на рисунке 1.

Микротвердость наплавленного слоя составляет $H_{50} = 229 - 236$ кгс/мм². Измерение микротвердости наплавленного металла проводилось с использованием микротвердомера ПМТ-3, нагрузкой 50 гс.



× 100



× 500

Рисунок 1 – Структура слоя плазменно-порошковой наплавки материала ПГ-19М-01

С целью изменения условий кристаллизации слоя бронзы, в процессе наплавки (режимы наплавки не изменялись) вводили в низкотемпературную (хвостовую) часть ванны расплавленного металла порошок керамики в виде Al_2O_3 [3], основные характеристики которого представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Основные характеристики порошка Al_2O_3

№ п/п	Наименование показателя	Норма для марок
		Марка А
1	Внешний вид	Высокодисперсный порошок белого цвета
2	Структура кристалла	Бемит
3	Размер кристаллитов, Å, не более	1000
4	Массовая доля примесей (в пересчете на прокаленное вещество), %, не более: диоксид кремния (SiO_2), оксид железа (Fe_2O_3), оксид натрия (Na_2O)	0,05 0,05 0,05
5	Дисперсный состав частиц по фракциям, %: 1÷5 мкм 5÷10 мкм 10÷20 мкм >20 мкм	40 45 15 0
6	Удельная специфическая поверхность, м ² /г, в пределах	10 ÷ 400

Состояние порошка керамики Al_2O_3 перед применением исследовалось

в лаборатории физики ГОУ ВПО «Томский архитектурно-строительный университет» методом просвечивающей электронной микроскопии с помощью угольных реплик. Просмотр угольных реплик, на которые осаждались исследуемые порошки, осуществлялся на электронном микроскопе ЭМ-125 при ускоряющем напряжении 125 кВ и рабочих увеличениях в колонне микроскопа от 25000 до 80000 крат.

Измерение размеров частиц проводилось по методу случайных сечений. Было измерено ~500 частиц. Средний размер частиц определялся по гистограмме (распределению частиц по размерам), представленной на рисунке 2.

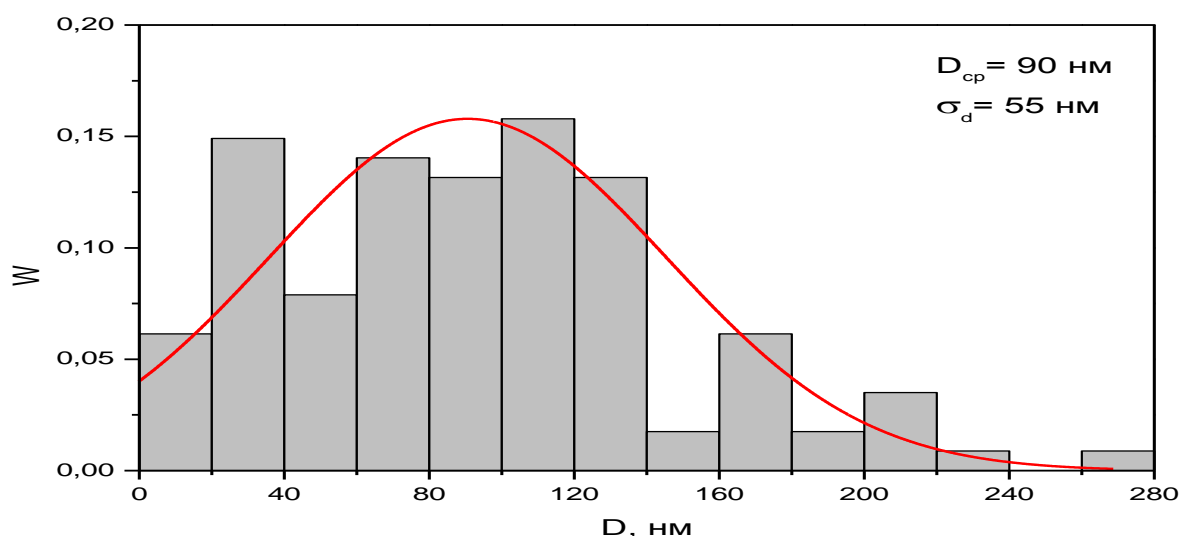


Рисунок 2 – Гистограмма распределения частиц Al_2O_3 по размерам

Из рисунка видно, что средний размер частиц ($\langle D \rangle = 90$ нм) не является наиболее вероятным значением. Как следует из распределения, наиболее вероятными значениями являются интервалы значений 20–40 нм и 100–120 нм. Обнаружено, что количество частиц, имеющих размеры <20 нм, составляет ~6 %.

Примеры изображений частиц, полученных при увеличении в колонне микроскопа 25000 крат, представлены на рисунке 3.

Из рисунков 3, а и 3, б, видно, что все частицы, во-первых, обладают округлой формой и, во-вторых, частицы присутствуют только группами. При этом плотность частиц в группе может быть так велика, что такая группа может быть принята за отдельную частицу, размер которой составляет величину >1 мкм (см. рисунок 3, в). Однако доказательством того, что это не отдельная частица, а группа частиц, служит тот факт, что края конгломерата частиц имеют волнистый вид, а не идеальный овал, как на отдельных частицах, представленных на рисунке 3, а - б.

Был проведен фазовый анализ и изучена структура частиц (таких, как представленных на рисунке 3, а – б) при больших увеличениях (~70000 крат) в колонне микроскопа с применением дифракционного анализа. Один из

примеров идентификации фаз представлен на рисунке 4.

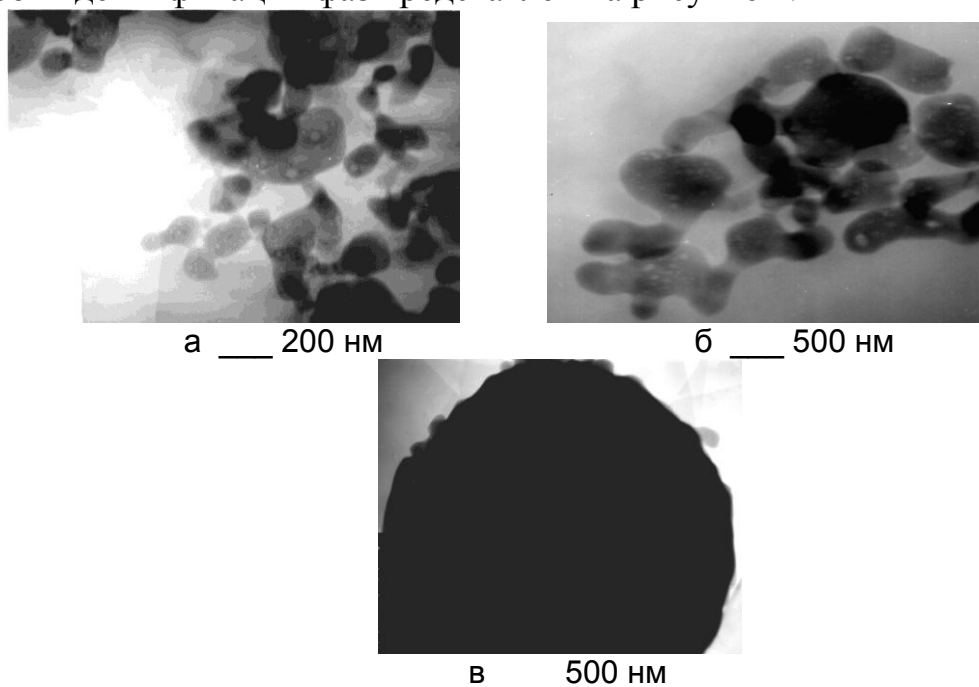


Рисунок 3 – Электронно-микроскопическое изображение частиц Al_2O_3

Микродифракционная картина (рисунок 4, в), полученная с отдельной частицы (на рисунке 4, а она указана стрелкой), свидетельствует о том, что:

1) частица – это фаза $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ (корунд), обладающая ромбоэдрической кристаллической решеткой (пространственная группа $R\bar{3}c$) с параметрами $a = 0.4758$ нм и $c = 1.2991$ нм;

2) частица является монокристаллом, т.к. на микродифракционной картине (рисунок 4, в) присутствует только одна плоскость, а именно $(\bar{7}.10.2)$ фазы Al_2O_3 , и на темнопольном изображении (рисунок 4, б) эта частица «светится» целиком и равномерно.

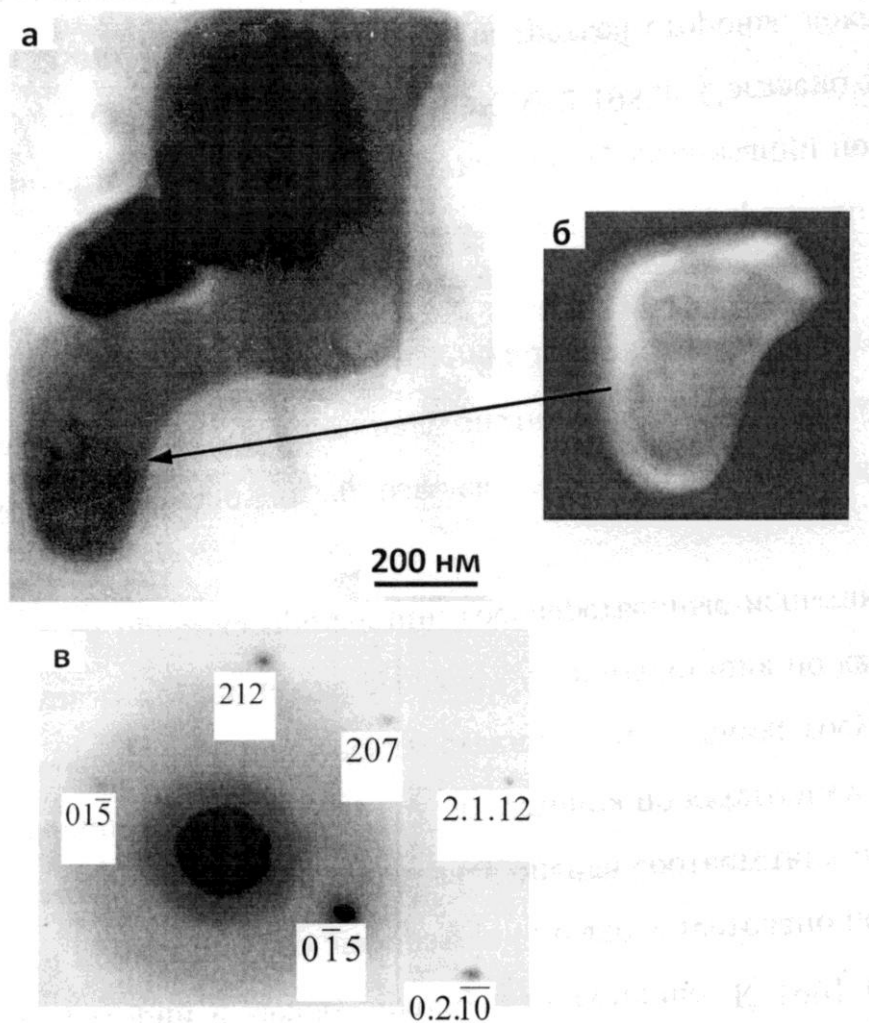
В процессе наплавки в наплавочную ванну вводили 1,5 % Al_2O_3 . На рисунке 5 представлены изменения структуры слоя в результате введения в расплав наноразмерных частиц Al_2O_3 .

Микротвердость поверхности составляет: светлая фаза $H_{50} = 549 - 746$ кгс/мм², темная фаза $H_{50} = 500 - 524$ кгс/мм².

В ходе экспериментальных работ концентрация наноразмерных частиц Al_2O_3 увеличивалась, однако твердость поверхности наплавленных слоев существенно не изменялась. Далее представлены исследования слоя выполненного способом плазменно-порошковой наплавки материалом ПГ-19М-01 в результате введения в качестве модификатора 15 % наноразмерных частиц Al_2O_3 .

Для установления характера распределения наноразмерных частиц Al_2O_3 в Нано-Центре Томского политехнического университета выполнена сканирующая электронная микроскопия образца размерами $2 \times 5 \times 0,1$ мм с использованием растрового электронного микроскопа JSM-7500FA поверх-

ность, которого подготовлена электрохимическим травлением.



а – светлопольное изображение; б – темнопольное изображение частицы, полученное в рефлексе $[0\bar{1}5]$ фазы Al_2O_3 ; в – микродифракционная картина участка (б) содержит рефлексы, принадлежащие плоскости $(\bar{7}.10.2)$ фазы Al_2O_3

Рисунок 4 – Электронно-микроскопическое изображение группы частиц Al_2O_3

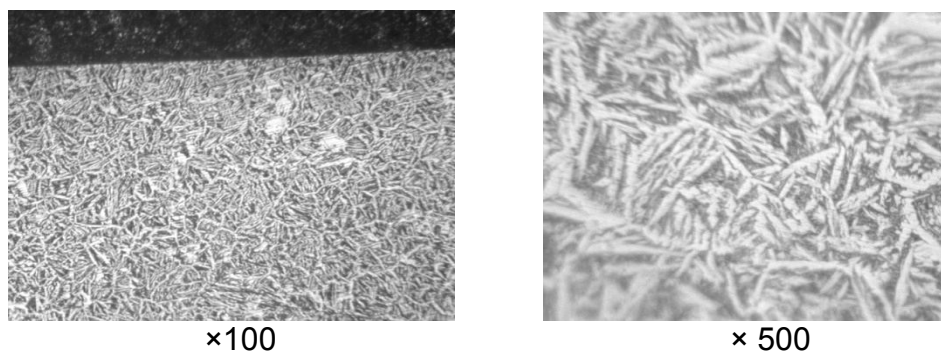
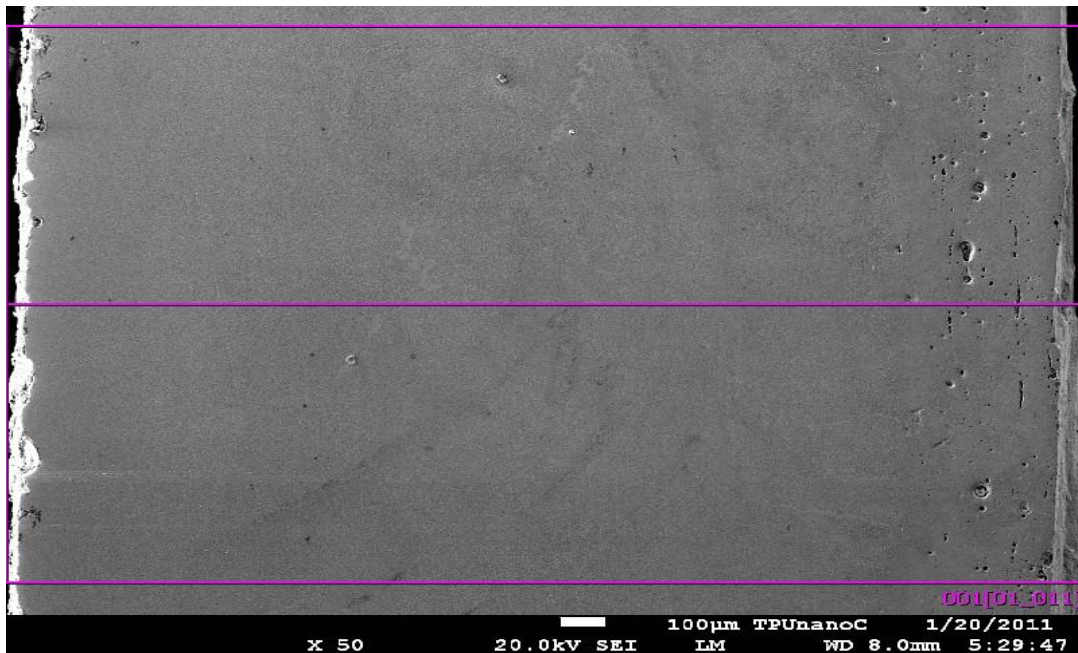


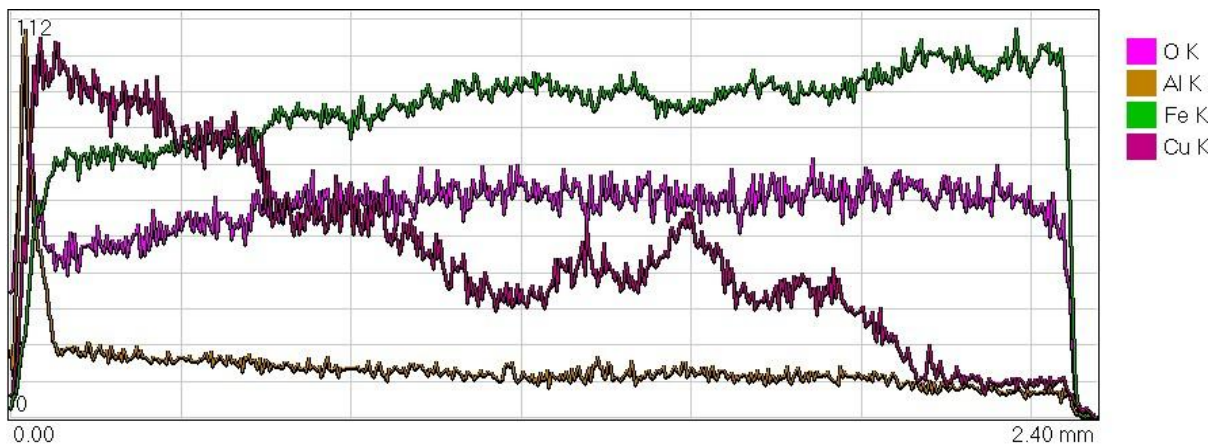
Рисунок 5 – Изменения структуры слоя выполненного способом плазменно-порошковой наплавки материалом ПГ-19М-01 в результате введения 15 %

наноразмерных частиц Al_2O_3

На рисунке 6, а представлен участок поверхности образца и на рисунке 6, б – спектрограммы распределения элементного состава образца.



а

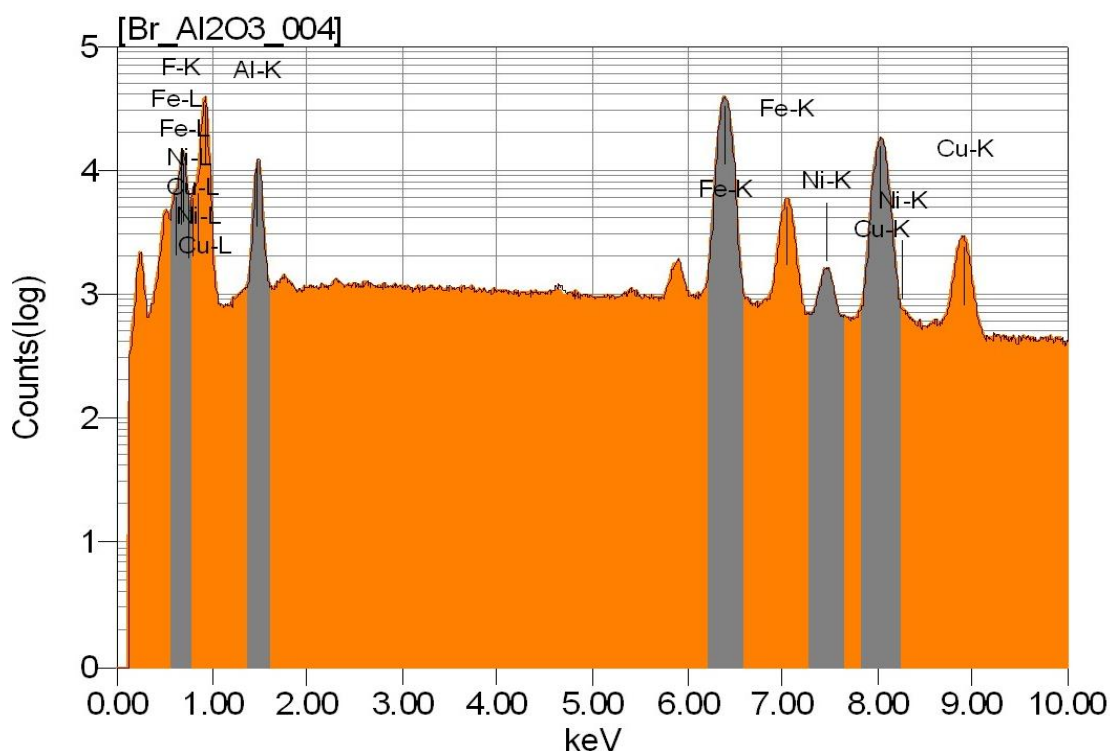


б

Рисунок 6 – Поверхность образца (а) и спектрограмма (б), распределения элементов в исследуемой плоскости образца

На основании данных о распределении элементов и их количестве в исследуемой плоскости можно предполагать, что наноразмерные частицы Al_2O_3 распределены равномерно по исследуемой плоскости. С целью определения микротвердости наплавленного с введением 15 % наноразмерных частиц Al_2O_3 слоя бронзы провели исследование шлифов в виде тонких пленок вырезанных в поперечном сечении образца, после электрохимического травления. Результаты измерения микротвердости поверхности наплавлен-

ных образцов представлены ниже.



Chemical formula	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Acquisition Condition
F	0.74	2.10	0.05	107464	0.0189939	Instrument : 7500FA
Al	6.97	13.94	0.11	734389	0.1490828	Volt : 20.00 kV
Fe	46.15	44.61	0.16	4454460	3.1066096	Current : 0.10 nA
Ni	2.09	1.92	0.27	133001	0.1282649	Process Time : T4
Cu	44.06	37.43	0.35	2277636	2.6194243	Live time : 576.44 sec.
Total	100.00	100.00				Real Time : 964.48 sec.
						DeadTime : 32.00 %
						Count Rate : 3381.00 CPS

JEOL EDS System

JEOL

Рисунок 7 – Количественный элементный состав в исследуемой плоскости образца

Снижение микротвердости в точке 5 вероятно связано с тем, что измерения проводились в зоне сплавления с основным металлом (сталь20). Наличие включений связано с более высокой скоростью кристаллизации слоя в зоне сплавления.

В связи с тем, что наплавка производилась без изменения режимов ($I_n = 100A$), представленные результаты отражают процесс наплавки при данном режиме, изменение режимов приведет к изменению характера процесса модификации наплавленного слоя.

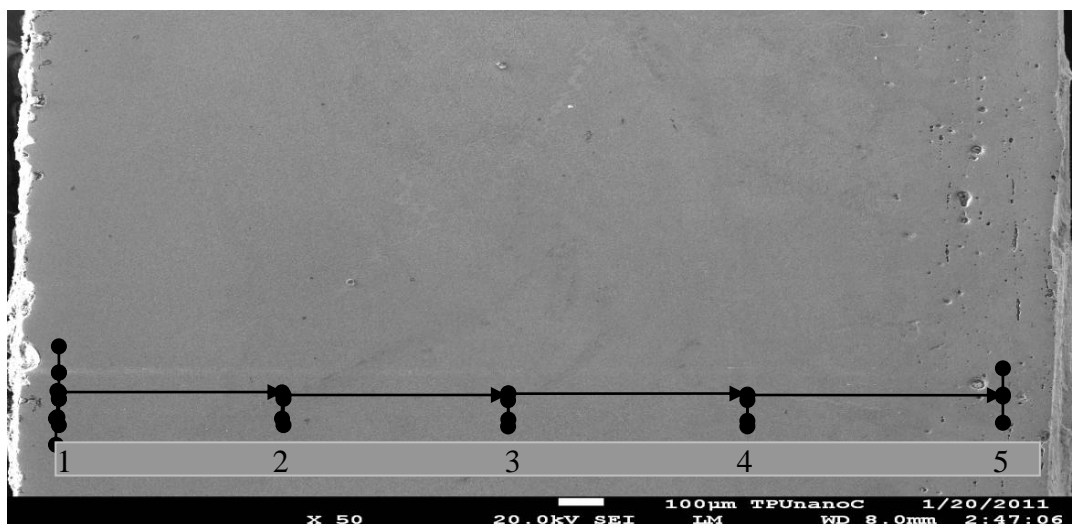
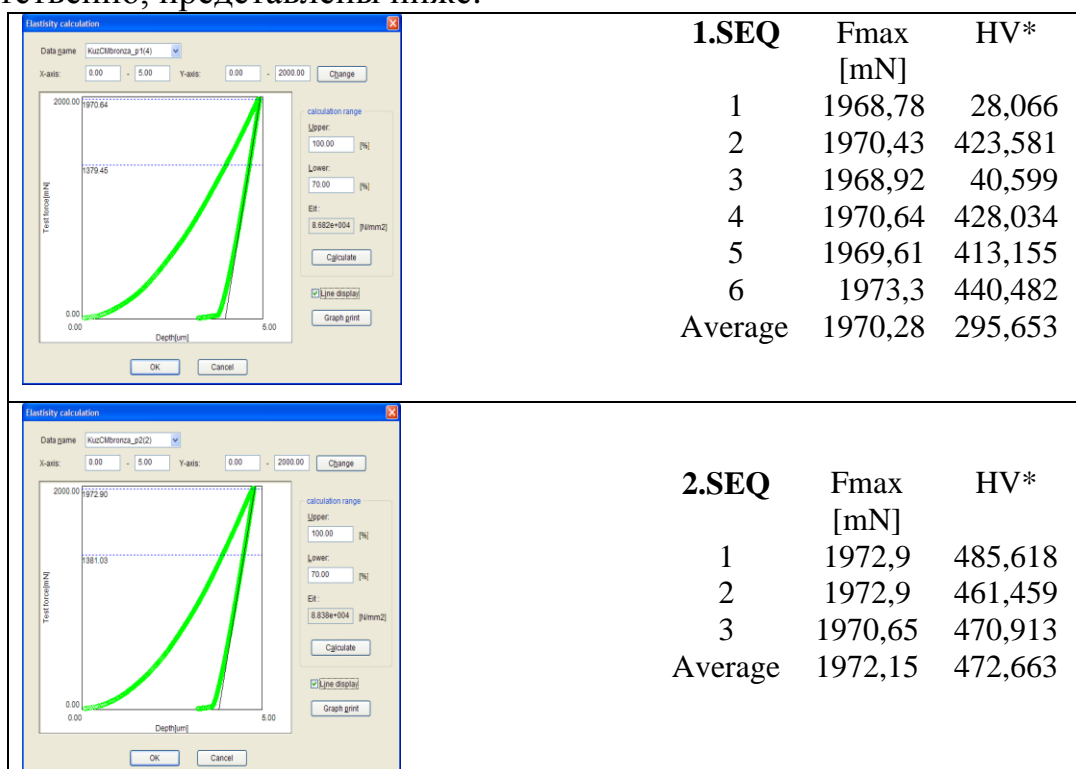


Рисунок 9 – Поверхность пленки и схема измерения микротвердости

Выводы:

- 1) Показана возможность модификации слоя бронзы в процессе плазменно-порошковой наплавки наноразмерными частицами Al_2O_3 .
- 2) Результатом модификации является изменение структуры бронзы и значительное повышение твердости наплавленного слоя.
- 3) Для управления процессом образования структуры и свойствами наплавленного металла необходимо проведение дополнительных исследований.

Результаты измерений микротвердости на участках 1 – 5 рисунка 9 соответственно, представлены ниже.



	3.SEQ	Fmax [mN]	HV*
	1	1969,42	493,115
	2	1971,67	465,183
	3	1970,45	510,8
	Average	1970,51	489,7
	4.SEQ	Fmax [mN]	HV*
	1	1972,7	487,273
	2	1974,54	529,351
	3	1970,24	473,94
	Average	1972,49	496,855
	5.SEQ	Fmax [mN]	HV*
	1	1972,42	252,927
	2	1969,14	251,111
	3	1968,91	208,377
	Average	1970,16	237,471

* Принятые обозначения

SEQ	Номер измерения
Fmax	Максимальная нагрузка измерения
HV*	Твёрдость по Виккерсу (= 0.0924*Hit)
Average	Среднее арифметическое значение по всем измерениям

Библиографический список

1. Авраамов Ю.С., Шиганов И.Н., Шляпин А.Д. Сварка и модификация поверхности металлических композиционных материалов. – М.: ГИНФО, 2002. -120 с.
2. ТУ 2133-001-76634032-2006. Алюминия оксигидроксид (бемит). – М.: АЛЮМ-Э, 2006. – 18с.
3. Соболев В.В., Шпалыгин И.С. Химические и физические свойства окислов. М.: Наука, 1993. 254 с.

СПОСОБЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ИЗГОТОВИТЕЛЬНОЙ ПЛАЗМЕННОЙ НАПЛАВКИ ДЕТАЛЕЙ МАШИН И МЕХАНИЗМОВ ТЕПЛОСТОЙКИМИ СТАЛЯМИ ВЫСОКОЙ ТВЕРДОСТИ

Малушин Н.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, malushin@sibsiu.ru*

В своем докладе «Проблемы сварки на рубеже веков» академик Б.Е. Патон отметил, что «Наплавка является одной из важнейших составных частей сварочного производства... В общих объемах наплавочных работ весьма велика доля восстановительной наплавки – 75 – 80 %. Доминируют в наплавочных работах дуговые способы наплавки. Обобщение публикаций за последние годы позволяет сделать вывод о важности расширения сферы применения изготовительной наплавки. Она позволяет многократно увеличивать срок службы быстроизнашивающихся и тяжелонагруженных деталей, избавляет промышленность от производства большого количества запасных частей, повышает надежность и работоспособность машин и механизмов» [1].

На кафедре металлургии и технологии сварочного производства (МиТСП) Сибирского государственного индустриального университета (СибГИУ) в течение ряда лет при непосредственном участии автора настоящей статьи проводились исследования, направленные на решение проблемы повышения качества и долговечности наплавленных деталей машин и механизмов металлургического оборудования путем их изготовления с применением плазменной наплавки активного рабочего слоя теплостойкими сталями высокой твердости. Обобщением результатов работ в этом направлении является комплексный подход к решению проблемы обеспечения качества наплавленных деталей на основе причинно-следственной диаграммы Исикавы с применением системного и процессного подходов к менеджменту качества, изложенных в международных стандартах ИСО 9000:2008 [2, 3].

Для обеспечения качественной наплавки теплостойкими сталями высокой твердости, прежде всего, необходимо было решить проблему предотвращения холодных трещин, разработав для этого новые способы наплавки, обеспечивающие определенный термический цикл. Теплостойкие стали типа Р18, Р6М5, Р2М8 обладают неудовлетворительной свариваемостью, поэтому для предотвращения образования холодных трещин традиционная технология наплавки предусматривает обязательное применение высокотемпературного предварительного и сопутствующего подогрева ($T_{\text{под}} = 400-700 \text{ }^{\circ}\text{C}$) и замедленного охлаждения изделия. При этом происходит образование пла-

стичных продуктов распада аустенита, обладающих низкой твердостью и износостойкостью, что вызывает необходимость проведения сложной термической обработки.

В разработанных на кафедре МиТСП СибГИУ способах наплавки теплостойких сталей высокой твердости для предотвращения образования холодных трещин предложено использовать эффект кинетической пластичности («сверхпластичности»). Проявление эффекта кинетической пластичности в процессе мартенситного или бейнитного превращения было отмечено при исследованиях свойств наплавленного теплостойкими сталями высокой твердости металла на установках тепловой микроскопии типа ИМАШ. Результаты исследования показали, что в инструментальных закаливаемых сталях наблюдается эффект повышенной пластичности в момент протекания мартенситного превращения [3]. Методика проведения исследований и образец для высокотемпературных исследований защищены А.с. СССР №1670491.

Проведенные исследования легли в основу способов наплавки, которые позволяют предотвращать образование холодных трещин в процессе наплавки, получать металл в закаленном состоянии и обеспечивать высокую твердость наплавленного металла при относительно несложной технологии наплавки.

Особенностью предложенных способов наплавки является применение низкотемпературного предварительного и сопутствующего подогрева. Для получения наплавленного металла с низкой склонностью к образованию трещин регулируется уровень временных напряжений в процессе наплавки путем их частичной релаксации за счет проявления эффекта кинетической пластичности в момент протекания мартенситного или бейнитного превращений. Уровень релаксации временных напряжений обеспечивается временем выдержки t_v при температурах ниже M_n .

Охлаждение наплавленных слоев и изотермическая выдержка в интервале мартенситного превращения приводит к термической стабилизации аустенита. При увеличении количества аустенита снижаются напряжения, увеличивается пластичность, уменьшаются объемные изменения, деформации и чувствительность к трещинам.

Особенность предлагаемого цикла наплавки заключается также в трех его стадиях. Первая обеспечивает ограниченное время нагрева и повышенную скорость охлаждения в области высоких температур, предотвращает рост зерна и распад аустенита с образованием равновесных низкопрочных структур. Она может быть реализована применением высококонцентрированных источников нагрева (например, сжатой дугой) и сопутствующего охлаждения. Вторая стадия термического цикла обеспечивает нахождение наплавленного металла в аустенитном состоянии при выполнении всех слоев в процессе наплавки. Это достигается применением подогрева с $T_{под} = M_n + (50 - 100 \text{ } ^\circ\text{C})$. Для получения наплавленного металла с низкой склонностью к образованию трещин регулируется уровень временных напряжений в про-

цессе наплавки на третьей стадии термического цикла путем временного снижения $T_{\text{под}}$ ниже температуры M_n . Это позволяет получить наплавленный металл в закаленном состоянии с низким уровнем остаточных напряжений. Способы многослойной наплавки защищены А.с. СССР № 627717 и А.с. СССР №1478523.

Выбор плазменной наплавки как способа нанесения износостойких покрытий с целью изготовления новых и восстановления изношенных деталей объясняется рядом преимуществ перед другими способами наплавки: такими, как, высокая производительность, широкая возможность легирования наплавленного металла, возможность применения различных наплавочных металлов. Особенностью сжатой дуги, как источника тепла, является то, что ее тепловые и газодинамические характеристики могут легко регулироваться в широких пределах. Использование сжатой дуги обратной полярности позволяет устранить трудоемкие, усложняющие технологический процесс наплавки операции по предварительной очистке поверхности изделия за счет эффекта катодного распыления. При плазменной наплавке на обратной полярности достигается также меньшее разбавление наплаваемого металла основным [2].

Наиболее эффективно для решения ряда технологических задач при наплавке тел вращения (роликов, прокатных валков, валов) применение процесса плазменной наплавки на обратной полярности в защитно-легирующей среде азота с нетоковедущей присадочной порошковой проволокой. Использование азота в качестве защитного газа по сравнению с аргоном позволяет не только снизить затраты на наплавку, но и эффективно легировать наплавленный металл азотом из газовой фазы непосредственно в процессе наплавки, что существенно повышает его твердость и износостойкость. Предотвращение образования пор в наплавленном металле достигается введением в порошковую проволоку элементов, имеющих большее сродство к азоту и связывающих его в стойкие нитриды.

Улучшить свойства наплавленного высоколегированного металла, а также обеспечить благоприятное напряженное состояние позволяет применение дополнительно после наплавки высокотемпературного отпуска. Так, твердость металла после наплавки составляет HRC 52-57, а после отпуска на вторичную твердость достигает HRC 62-64, что соответствует 95-102 HSD. Применив дополнительно после наплавки ультразвуковую поверхностную упрочняющую обработку (УПУО) и азотирование, можно повысить твердость до HRC 64-66. Резервы повышения качества деталей, наплавленных теплостойкими сталями высокой твердости, заложены также в процессе их эксплуатации путем применения дополнительного высокотемпературного отпуска. Применение высокотемпературного отпуска в процессе эксплуатации наплавленных валков холодной прокатки приводит пластически деформированный металл в более устойчивое структурное состояние, к тому же за счет явления рекристаллизации полностью снимается наклеп зоны сплавления основного металла с наплавленным и восста-

навливается его усталостная прочность до первоначальных значений. При этом стойкость валков возрастает. Способ восстановления эксплуатационных свойств валков станов холодной прокатки защищен А.с. СССР №11866663.

Для плазменной наплавки в защитно-легирующей среде азота сотрудниками кафедры МиТСП с участием автора разработаны порошковые проволоки, обеспечивающие широкую гамму химических составов и эксплуатационных свойств наплавленного металла А.с. СССР №632139, А.с. СССР №623486, А.с. СССР № 63581, А.с. СССР № 733213 и А.с. СССР № 1029515. Разработанные порошковые проволоки обеспечивают получение наплавленного металла типа теплостойких сталей высокой твердости таких как, P18, P6M5 и P2M8. Порошковые проволоки предназначены для плазменной наплавки в защитно-легирующей среде азота с целью восстановления и упрочнения быстроизнашивающихся деталей оборудования и металлообрабатывающего инструмента, когда требуется особенно высокая твердость и износостойкость рабочих поверхностей.

Для плазменной наплавки нетоковедущей порошковой проволокой была использована установка, состоящая из манипулятора, задней бабки, модернизированного аппарата А-384 и пульта управления. Источником питания служит выпрямитель аппарата АПР-401У4. В качестве плазмотрона использован плазмотрон, разработанный сотрудниками кафедры и успешно зарекомендовавший себя в эксплуатации [2]. Разработанные новые устройства для измерения и записи термического цикла, а также для охлаждения наплавливаемых деталей позволили в процессе наплавки корректировать параметры режима наплавки для обеспечения предложенных термических циклов (А.с. СССР №120086678).

Теоретические подходы, изложенные в разработанной модели обеспечения качества наплавленных деталей, и результаты экспериментальных исследований были реализованы нами при разработке нового технологического процесса изготовления наплавленных рабочих валков холодной прокатки. Основными операциями предлагаемого технологического процесса являются: изготовление заготовки под наплавку из низколегированной стали типа стали 30ХГСА; плазменная наплавка активного рабочего слоя теплостойкими сталями высокой твердости; термическая обработка наплавленных деталей в виде 3-4-х кратного отпуска при температуре 560 °С; окончательная механическая обработка; контроль качества; эксплуатация и при необходимости дополнительная термообработка для восстановления усталостной прочности в процессе эксплуатации; удаление изношенного слоя и при возможности повторная наплавка; утилизация при невозможности повторной наплавки. При необходимости возможны дополнительные операции в виде азотирования и ультразвуковой упрочняющей обработки наплавленного слоя [2, 3].

По предложенной схеме реализована и прошла промышленные испытания технология изготовления рабочих валков холодной прокатки с применением плазменной наплавки. Опытно-промышленные партии наплавлен-

ных валков при испытаниях показали повышенную (в 1,5 – 2,0 раза выше по сравнению с серийными валками) износостойкость.

Повышение износостойкости наплавленных валков можно объяснить наличием в структуре мелкодисперсных карбидов M_6C , MC и сжимающих напряжений поверхностном слое.

Выводы. На основе проведенных теоретических и экспериментальных исследований на основе комплексного подхода с использованием графического метода анализа причинно-следственных связей были разработаны способы и технологии изготовительной плазменной наплавки деталей машин и механизмов металлургического оборудования.

Библиографический список

1. Патон Б.Е. Проблемы сварки на рубеже веков// Сварщик.1999. №1 С.2-3.
2. Малушин Н.Н. Повышение качества и долговечности рабочих валков станов холодной прокатки плазменной наплавкой теплостойкими сталями.- Технологии ремонта, восстановления и упрочнения деталей машин, механизмов, оборудования, инструмента и технологической оснастки от нано до макроуровня. В 2 ч. Ч.1. Материалы 13-й Международной научно-практической конференции. СПб.: Изд-во Политехн. ун-та,2011.- С.203-209
3. Малушин Н.Н. Обеспечение качества, надежности и долговечности наплавленных деталей металлургического оборудования на всех этапах жизненного цикла.- Металлургия: технологии, управление, инновации, качество: Сб. тр. Всеросс. научно-практ. конф. / под ред.Е.В. Протопопова; Сиб.гос. индустр.ун-т. Изд. Центр СибГиу. 2012 – С.13 -23

УДК 621.791.01

РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ СТОЛБА СВАРОЧНОЙ ДУГИ ПРИ ИМПУЛЬСНО-ДУГОВОЙ СВАРКЕ

КРАМПИТ Н.Ю., СВЯЖИНА Н.В., ДМИТРИЕВА А.В.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга, nkrampit@mail.ru*

Столб дуги или дуговая плазма - это совокупность электронов, ионов, возбужденных и невозбужденных нейтральных атомов и молекул. В столбе дуги непрерывно протекают процессы рождения (ионизации) и гибели (рекомбинации) заряженных частиц (электронов и ионов). Так как столб дуги содержит заряженные части, то он обладает электрической проводимостью [4].

В статье представлен литературный обзор моделей столба сварочной дуги, на основе которых предлагается модель сварочной дуги при импульс-

но-дуговой сварке.

При анализе литературных источников было установлено, что в настоящее время разработаны следующие модели столба дуги:

– каналовая модель столба дуги (рисунок 1), т.е. допускается равномерное распределение тока по сечению с радиусом $r_{эф}$, и выводится уравнение, которое дает представление о физических параметрах, определяющих напряженность поля в столбе [1];

– цилиндрическая модель столба дуги; проведенные расчеты позволили получить радиальное распределение температуры и плотности тока в столбе дуги, вычислить напряженность электрического поля и коэффициент сосредоточенности в зависимости от тока дуги; результаты расчетов хорошо согласуются с экспериментальными данными; изменяя теплофизические свойства среды, можно управлять энергетическими параметрами дуги при сварке [2];

– двухтемпературная модель столба сварочной дуги; предложен метод расчета столба сварочной дуги с учетом термической и ионизационной неравновесности плазмы (результаты расчета столба аргоновой дуги атмосферного давления при токе 25А находятся в согласии с экспериментальными данными) [3];

– математическая модель динамической электрической дуги; вместо реальной инерционной дуги, характеризующейся квазиэкспоненциальным изменением сопротивления R при ступенчатом токе, рассматривается гипотетическая безынерционная дуга. С помощью данной математической модели можно исследовать не только условия горения дуги переменного тока при его замедленном прохождении через нуль, но и условия повторного возбуждения при обрывах [4];

– термическая модель, с помощью которой в зависимости от изменений характеристик источника тока можно судить о состоянии столба сварочной дуги [5].

– цилиндрическая и коническая модели столба дуги (рисунки 1 и 2), главным недостатком цилиндрической модели является то, что она предполагает неподвижность плазмы в дуге, поэтому для приближения к условиям реальной сварочной дуги, имеющей в большинстве случаев колоколообразную форму и характеризующейся наличием плазменных потоков, более подходит модель дуги в виде усеченного конуса [6].

Таким образом, обзор литературных источников показал, что в настоящее время существует множество различных моделей столба сварочной дуги.

Анализ кинограмм процесса импульсно-дуговой сварки в углекислом газе показал, что в разные промежутки времени столб дуги изменяется (рисунок 4). Во время импульса (на интервале времени t_1-t_2) столб сварочной дуги имеет цилиндрическую форму (см. рисунок 2), потом (на интервале времени t_2-t_3) – коническую (см. рисунок 3); во время паузы (на интервале времени t_1-t_2) – каналовую форму (см. рисунок 1).

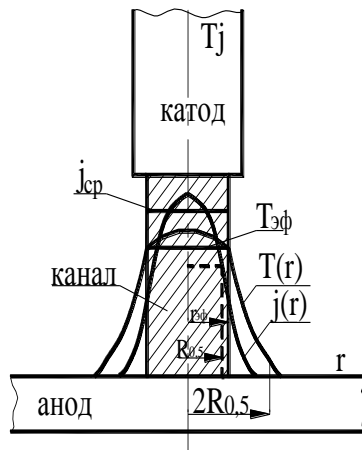


Рисунок 1 – Каналовая модель сварочной дуги

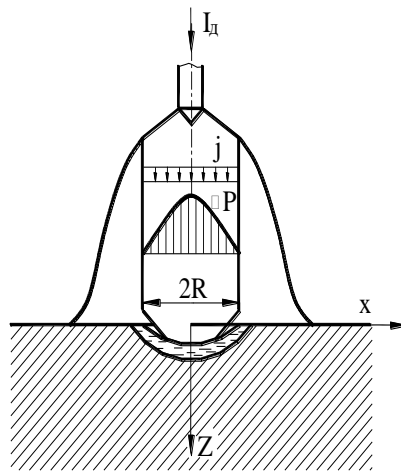


Рисунок 2 – Цилиндрическая модель столба сварочной дуги

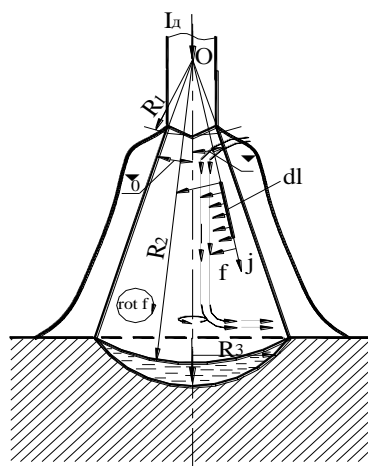
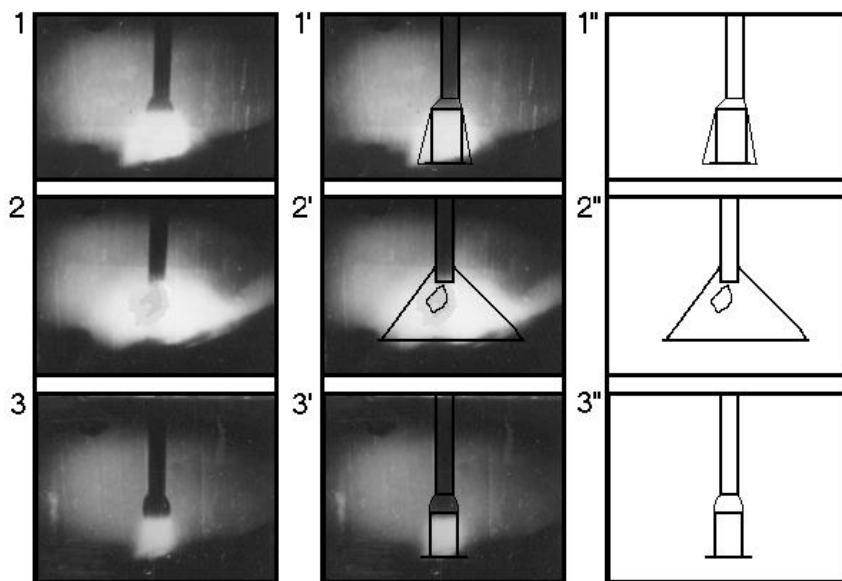
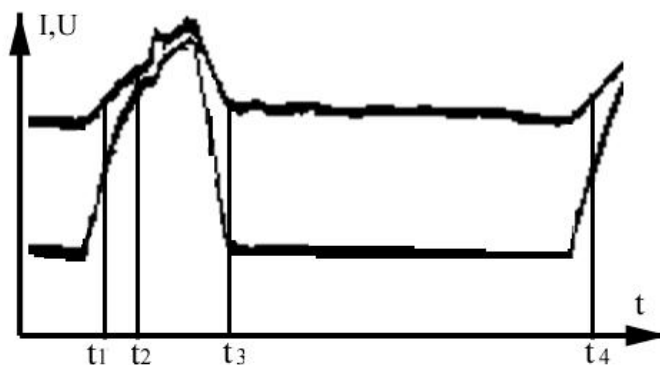


Рисунок 3 – Коническая модель столба сварочной дуги



t_1-t_2 – на интервале начала импульса; t_2-t_3 – на интервале импульса, t_3-t_4 – на интервале паузы; I, U, t – сила тока, напряжение и время соответственно; 1, 1', 1'' – цилиндрическая; 2, 2', 2'' – коническая; 3, 3', 3'' – каналовая

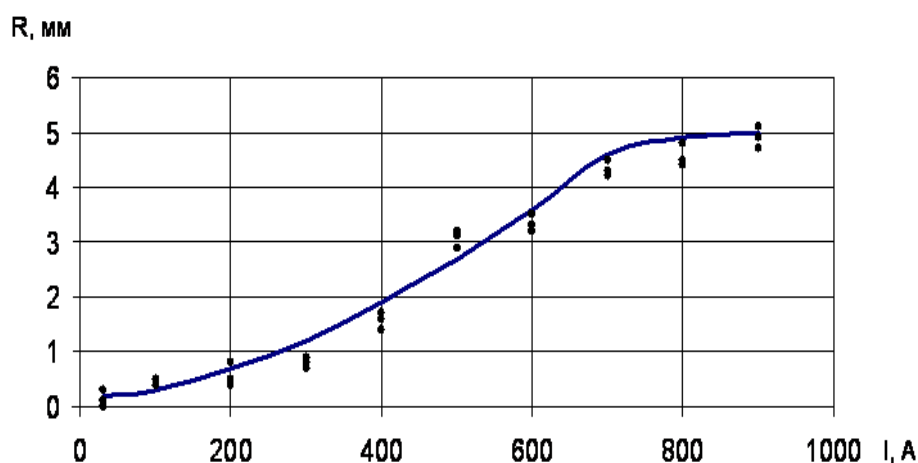
Рисунок 4 – Модель столба дуги при импульсно-дуговой сварке в углекислом газе на различных интервалах времени

Для качественной оценки управляемости процессов при переноса электродного металла при импульсно-дуговой сварке в углекислом газе за основу были выбраны расчетные значения радиусов цилиндрической [8], конической [8] и каналовой [3] моделей столба дуги.

$$\begin{aligned}
 R_1 &= \sqrt{\frac{\mu_0 I^2}{\Delta p_{\max} \cdot 4\pi^2}} & \text{ï ðè } t_1 - t_2 \\
 R_2 &= \sqrt{\frac{\mu_0 I^2 (1 - \cos \theta)}{4\pi^2 (1 - \cos \theta_0)^2 \sin \theta \cdot f}} & \text{ï ðè } t_2 - t_3 \\
 R_3 &= \sqrt{\frac{I}{\pi j_{\text{нò}}}} & \text{ï ðè } t_3 - t_4
 \end{aligned} \tag{1}$$

где R_1 – радиус цилиндрической модели сварочной дуги;
 R_2 – радиус конической модели сварочной дуги;
 R_3 – радиус каналовой модели сварочной дуги;
 μ_0 – магнитная проницаемость;
 I – сварочный ток, А;
 Δp_{\max} – максимальное давление на оси дуги;
 θ – угол;
 f – электромагнитная сила;
 $j_{\text{ср}}$ – средняя плотность тока.

На основе расчетных данных (1) и экспериментальных значений радиуса столба сварочной дуги при импульсно-дуговой сварке в углекислом газе были построены кривые, представленные на рисунке 5. Как видно из графика экспериментальные значения радиуса сварочной дуги при импульсно-дуговой сварке в углекислом газе находятся в пределах 3 – 5 % от расчетного.



- – расчетные значения, полученные по вышеприведенным формулам;
- – экспериментальные значения, полученные при анализе кинограмм процесса импульсно-дуговой сварки

Рисунок 5 – Радиус столба сварочной дуги при импульсном питании

Таким образом, данная модель столба сварочной дуги при импульсно-дуговой сварке позволяет подтвердить возможность охвата капли электродного металла столбом сварочной дуги, а, следовательно, возможность направленного переноса электродного металла при импульсно-дуговой сварке в углекислом газе.

Выводы:

1. При анализе существующих моделей формы столба сварочной дуги установлено, что при импульсно-дуговой сварке в углекислом газе форма столба сварочной дуги изменяется и на определенном промежутке времени может быть: цилиндрической, конической и каналовой.

2. Экспериментальные значения радиуса сварочной дуги при импульсно-дуговой сварке находятся в пределах 3-5% от расчетных значений.

3. Предложенная модель столба сварочной дуги позволяет подтвердить возможность направленного переноса электродного металла при импульсно-дуговой сварке в углекислом газе.

Библиографический список

1. Лесков Г.И., Электрическая сварочная дуга, М.: Машиностроение, 1970.
2. Гвоздецкий В.И., Зражевский В.А. Численное решение уравнения баланса энергии столба цилиндрической дуги. // Автоматическая сварка. 1975. №6. С. 5-8.
3. Лелевкин В.М., Мечев В.С., Семенов В.Ф. Двухтемпературная модель столба сварочной дуги. // Автоматическая сварка. 1990. №6. С.10-14.
4. Пентегов И.В. Математическая модель столба динамической электрической дуги. // Автоматическая сварка. 1976. №6. С.8-12.
5. Шельгазе М. Математическая модель переходных процессов в сварочной дуге и ее исследования. // Автоматическая сварка. 1971. №7. С.12-14.
6. Ленивкин В.А., Дюргеров Н.Г., Сагиров Х.Н. Технологические свойства сварочной дуги в защитных газах. / М.: Машиностроение. 1989.

УДК 621.791.01

АНАЛИЗ СХЕМ ДВИЖЕНИЯ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА В СВАРОЧНОЙ ВАННЕ

КРАМПИТ А.Г., ДМИТРИЕВА А.В., КАРЦЕВ Д.С., ЖУРАВСКИЙ С.М.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета,
г. Юрга, akrampit@mail.ru*

При сварке в углекислом газе расплавленный металл в сварочной ванне совершает возвратно-поступательные движения обусловленное давлением столба дуги, давления газов в дуговом пространстве, дутья дуги и энергии вносимой каплями электродного металла [1]. Объем расплавленного металла движется в двух основных направлениях:

– небольшая часть движется в головную часть (вперед по ходу сварки) сварочной ванны.

– большая часть расплавленного металла движется в хвостовую (тыльную) часть сварочной ванны вдоль фронта кристаллизации.

Различие в объемах расплавленного металла от направления объясняется различными углами переднего и заднего фронтов кристаллизации (т.к. передний угол всегда больше заднего в связи с тем, что градиент температуры направлен по ходу сварке).

В литературе имеются различные схемы движения расплавленного ме-

талла. В статье представлен краткий обзор существующих схем движения жидкого металла в сварочной ванне.

Известно, что сварочный шов кристаллизуется отдельными слоями [1]. При движении расплавленного металла в сварочной ванне при возвратном движении часть металла кристаллизуется вдоль линии кристаллизации равномерным слоем. В верхней части шва образуется своеобразный горб или как иногда его называют морщины. Образование морщин раньше объясняли интенсивным окислением поверхности металла с образованием плотной окисной пленки, которая оттесняется в сторону, противоположную направлению сварки, образуя на поверхности шва «морщины» [2]. Однако введение в зону дуги даже незначительного количества кислорода обеспечивает высокое качество сварных соединений [3]. В последующей работе Псараса Г.Г. делается вывод, что слои металла, поступающие в хвостовую часть сварочной ванны в процессе сварки вдоль ее дна, ограниченного изотермической поверхностью, совершают незатухающие гармонические колебания. Образование «морщинистости» на поверхности шва при сварке алюминия плавящимся электродом происходит в результате нарушения равновесия в сварочной ванне (рисунок 1) [4].

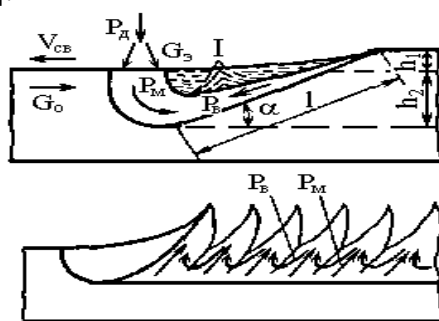


Рисунок 1 – Схема образования всплесков в сварочной ванне и морщинистости на поверхности сварного шва

Нарушение равновесия в сварочной ванне объясняется столкновением двух объемов расплавленного металла – направленного из-под дуги в хвостовую часть сварочной ванны и направленного в противоположную сторону возвратного движения сварочной ванны.

Формы фронта кристаллизации подробно рассмотрены в работах Прохорова Н.Н. [5,6].

В положениях от нижнего при сварке на спуск угол фронта кристаллизации принимает большее значение из-за изменения комплекса сил действующих на ванну (в частности силы тяжести).

Рассмотрим схему движения расплава в сварочной ванне по типу «заотпленной струи», анализ которой показал, что характер и величина скорости движения расплава зависит от отношения массы расплавленного присадочного металла к массе расплавленного основного металла, скорости сварки, а также от отклонения источника теплоты от нормали к сварочной ванне (рисунок 2) [7].

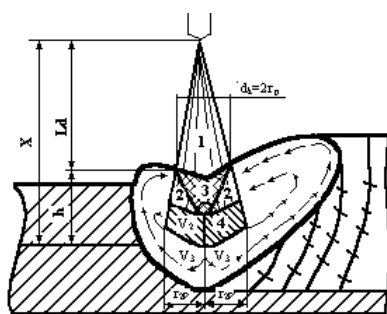


Рисунок 2 – Принципиальная схема движения расплава в сварочной ванне

В работе объясняется, что расплав из электродных капель с присоединенным основным металлом большей своей частью перемещается вдоль фронта кристаллизации в хвостовую часть ванны и лишь небольшая часть расплава - в переднюю.

В работе [8] рассмотрены силы вызывающие образование потоков жидкого металла в ванне (рисунок 3).

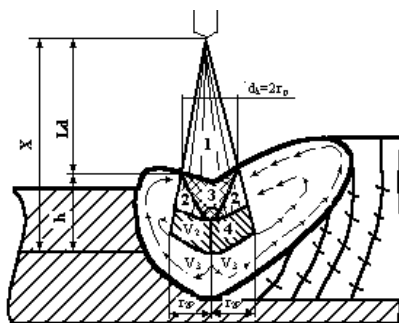


Рисунок 3 – Принципиальная схема движения расплава в сварочной ванне

В работе объясняется, что расплав из электродных капель с присоединенным основным металлом большей своей частью перемещается вдоль фронта кристаллизации в хвостовую часть ванны и лишь небольшая часть расплава - в переднюю.

В работе [9] рассмотрены силы, вызывающие образование потоков жидкого металла в ванне, и предложена модель сварочной ванны (рисунок 4.)

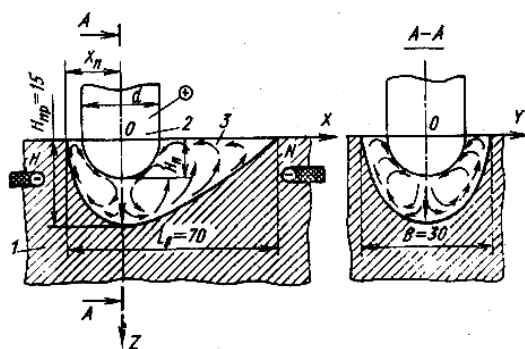


Рисунок 4 – Модель сварочной ванны и схема движения металла в ней

Основные силы, вызывающие движение жидкого металла в ванне, рассмотрены авторами в следующих работах [10-13].

При наличии большого количества схем движения жидкого металла в сварочной ванне до сих пор нет единой схемы для дуговой сварки. Это можно объяснить тем, что исследователи проводили эксперименты на различных режимах сварки. Из приведенных выше моделей можно сделать обобщение, что металл в сварочной ванне совершает замкнутое движение из-под дуги вдоль фронта кристаллизации и возвращается вдоль поверхности сварочной ванны под дугу.

Однако не объясняется ряд факторов:

– собственные колебания сварочной ванны (особенно при сварке с короткими замыканиями)

– в связи с этим нет объяснения послойной кристаллизации сварочной ванны (т.к. сварочная ванна кристаллизуется отдельными слоями),

– вызывает сомнение направления движения расплавленного металла в хвостовую часть сварочной ванны в том, что течение идет по фронту кристаллизации.

– из внешних воздействий на сварочную ванну рассматривается только гидродинамический удар вызванный столкновением капли электродного металла с поверхностью сварочной ванны.

– не рассмотрен переход капли при коротком замыкании (самом распространенным переносом электродного металла)

– не учтены изменения массы сварочной ванны при переходе сварочной капли в ванну и масса закристаллизовавшегося электродного металла.

Таким образом, при разработке объективной схемы движения жидкого металла сварочной ванны необходимо учесть вышеперечисленные замечания, а также выявить рациональные области управления формированием сварочной ванны – как входного объекта в системе сварочная ванна – сварной шов (выходной параметр).

Библиографический список

1. В.А. Ленивкин, Н.Г. Дюргеров, Х.Н. Сагиров и др. Особенности формирования шва при импульсно-дуговой сварке плавящимся электродом // Сварочное производство - №2. - 1973. С. 29-31.
2. Бродский А.Я. и Чжань Сю-Чжи. Влияние режима аргоно-дуговой сварки алюминиевых сплавов плавящимся электродом на поверхность шва. // Автоматическая сварка. - №3. - 1961.
3. Псарас Г.Г. Особенности автоматической сварки алюминия плавящимся электродом в смеси аргона с кислородом. // Сварочное производство. - №9. - 1971.
4. Псарас Г.Г. Особенности формирования шва при сварке алюминия плавящимся электродом в защитных газах. // Сварочное производство. - №10. - 1977. - С. 11-13.
5. Прохоров Н.Н. и Прохоров Н.Никол. Обобщенное уравнение поверхности

- фронта кристаллизации. // Сварочное производство. - №8. - 1969.
6. Прохоров Н.Н. и Прохоров Н.Никол. Пространственная макроструктура металла шва при различных формах фронта кристаллизации. // Сварочное производство. - №12. – 1969. – С. 2-4.
 7. В.И. Ерыгин. Определение скорости движения расплава в хвостовой части ванны при сварке плавящимся электродом. // Сварочное производство. № 3. 1980. С. 3-5.
 8. А.Д. Размышляев. Исследование потоков жидкого металла в ванне при дуговой сварке. // Сварочное производство. №10 1985 г.
 9. Демянцевич В.П., Матюхин В.И. Особенности движения жидкого металла в сварочной ванне при сварке неплавящимся электродом. // Сварочное производство. №10. 1972 С. 1-3.
 10. Ерохин А.А. Основы сварки плавлением. М.: Машиностроение, 1973, 448с.
 11. Рыкалин Н.Н., Ерохин А.А., Кубланов В.Я. Исследование гидродинамических потоков в модели ванны применительно к плазменно-дуговому переплаву. // Физика и химия обработки материалов. №6. 1974. С.33-37.
 12. Букаров В.А., Ищенко Ю.С., Лошакова В.Г. Влияние конвекции металла в сварочной ванне на проплавление. // Сварочное производство. №11. 1978 С. 4-7.
 13. Кубарев В.Ф., Чернышов Г.Г. Гидродинамические процессы в сварочной ванне. // Изв. Вузов. Машиностроение. №5. 1979. С. 119-123.

УДК 621.791.01

РАСЧЕТ НАГРЕВА И ПЛАВЕНИЯ ЭЛЕКТРОДНОЙ ПРОВОЛОКИ

ЗЕРНИН Е.А., КРАМПИТ М.А.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета,
г. Юрга, savage_jawa@mail.ru*

Импульсные методы при сварке в активных газах позволяют решить ряд задач, связанных с управлением процесса переноса электродного металла, управлением формирования геометрии и структуры сварного соединения [1].

Сварочные процессы в металле, определяющие производительность сварки и качество сварных соединений, протекают под действием тепла в условиях быстро меняющейся температуры. Пределы изменения температуры весьма широки – от минус 30 – 40 °С, при сварке на морозе до температуры испарения металла (около 3000 °С для стали). В этом промежутке температур происходят: плавление основного и присадочного металлов, металлургические реакции в жидкой ванне, кристаллизация расплавленного ме-

талла, структурные и объемные изменения в наплавленном и основном металлах. Чтобы управлять этими процессами, необходимо знать, как влияют на них все определяющие параметры, в том числе и воздействие источников тепла, непосредственно выражающееся в изменении температуры металла.

Устройства для импульсного питания сварочной дуги, построенные по принципу «импульсно-регулируемого сопротивления», обладают определенным недостатком, а именно, наличием балластного сопротивления для обеспечения формирования тока паузы, которое приводит к потерям мощности, идущей на его нагрев, что снижает эффективность применения импульсных процессов.

В статье для снижения энергозатрат и повышения эффективности процесса импульсно-дуговой сварки предлагается методика расчета нагрева электродной проволоки для устройства, использующего подогрев вылета электрода [2].

Для поиска оптимальных режимов сварки с помощью программы Mathcad предложена математическая модель процесса.

Приняты следующие начальные условия:

- температура окружающей среды – 20°C
- удельное сопротивление (ρ) – $0,14 \cdot 10^{-6}$ Ом·м;
- удельная теплоемкость (c) – 462 Дж/кг·К;
- диаметр проволоки (d) – $1,2$ мм;
- удельная теплота плавления (L) – $84 \cdot 10^3$ Дж/кг;
- температурный коэффициент зависимости сопротивления от температуры (α) – $0,04\text{K}^{-1}$ [3].

Сварочную проволоку для расчетов принимаем за стержень, следовательно, температура в поперечном сечении распределена равномерно [4].

Граничными условиями приняты:

- максимальная температура подогрева 600°C (полученная экспериментально – с учетом обеспечения устойчивости горения дуги);
- ток паузы 35A ;
- частота импульсов – 100 Гц.

Методом подбора определены следующие параметры:

- скорость подачи электродной проволоки 430 м/ч. Для удобства расчетов переводим в м/с, т.е. скорость подачи равна $0,119$ м/с.
- вылет проволоки между контактными наконечниками $0,2$ м,
- шаг проволоки за 1 цикл равен $1,194 \cdot 10^{-3}$ м/с.

Для упрощения просчетов примем следующие допущения:

- во время паузы и нагрева проволоки подача останавливается;
- проволока движется только во время импульса на величину, которую она бы прошла за полное время цикла;
- проволока нагревается только за счет проходящего тока. Теплопроводность, теплоотдача не учитываются.

Таким образом, за один цикл проволока проходит равные участки. За

первый цикл такой участок занимает положение «уч1», нагревается за время прохождения тока паузы, смещается и принимает положение «уч2», где снова нагревается и смещается в положение «уч3» и т.д.

Нагрев проволоки от проходящего тока происходит только за время паузы, равной 0,007 с. Чтобы найти изменение температуры за один цикл, нужно найти количество теплоты, выделяемой на этом участке при прохождении тока и посмотреть, на сколько градусов повысит это тепло вылет электродной проволоки.

Выделяемую теплоту на каждом участке вылета за один цикл находим по закону Ома:

$$Q = I_{\text{паузы}}^2 R t_{\text{паузы}},$$

где Q – выделяемая теплота; $I_{\text{паузы}}$ – сила тока в паузе; R – сопротивление участка электродной проволоки; $t_{\text{паузы}}$ – время паузы.

Изменение температуры находим по формуле: $\Delta T = \frac{Q}{cm}$.

Сопротивление найдем по формуле: $R = \rho \frac{l}{s}$,

где l – длина участка проволоки, равная шагу за один цикл; ρ – удельное сопротивление; s – площадь сечения проволоки (для $d=1,2$ мм, $s=1,13 \cdot 10^{-6}$ м²); c – удельная теплоемкость, а m – масса участка электродной проволоки, равная произведению удельной плотности на ее объем ($m=1,763 \cdot 10^{-3}$ кг).

Изменение сопротивления с повышением температуры найдем по формуле:

$$\Delta R = \alpha R T.$$

Просчитываем изменение температуры и сопротивления за каждый шаг:

$$Q = I_{\text{паузы}}^2 R t_{\text{паузы}},$$

$$\Delta T = \frac{Q}{cm},$$

$$T = T_{\text{нач}} + \Delta T,$$

$$\Delta R = \alpha R T,$$

$$R_{\text{нов}} = R + \Delta R,$$

где $R_{\text{нов}}$ – сопротивление проволоки после ее нагрева за время паузы.

В следующем цикле за R принимаем $R_{\text{нов}}$. В первом цикле $T_{\text{нач}}$ будет равна температуре окружающей среды (по умолчанию - 20°C). Полученная температура T станет в следующем цикле начальной температурой $T_{\text{нач}}$. Как видно, наш процесс цикличен, пока не настанет состояние равновесия, при котором первый участок станет последним перед вторым контактным накопчиком, он же и будет иметь максимальную температуру (в нашем расчете $T_{\text{кон}} \approx 600^\circ\text{C}$), а начальный участок также будет иметь температуру окружающей среды.

Найдя сопротивление вылета проволоки за 1 цикл и приняв ток паузы 35А, рассчитана выделяемая теплота. Построен график по 10 известным точкам. Зависимость нелинейная. Выбирая из этого интервала 3 точки, и методом квадратичной интерполяции найдена зависимость:

$$T = 0,02n^2 + 0,185n + 20,056$$

Методом экстраполяции найдены остальные точки и построен график. Распределение температуры по длине проволоки представлено на рисунке 1.

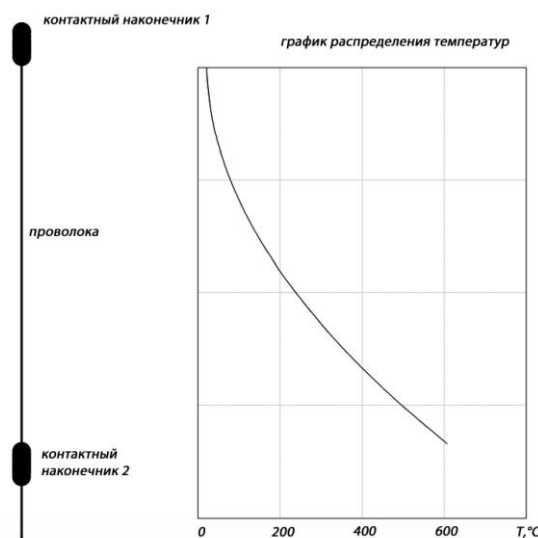


Рисунок 1 – Распределение температур по длине проволоки

Расчеты показывают, что расход энергии, необходимой для расплавления проволоки и формирования капли, снижается на 35%, по сравнению с обычным импульсно-дуговым режимом. Этот запас энергии позволяет повысить частоту импульсов при аналогичном управлении процессом «один импульс - одна капля». Кратковременность действия тока импульса позволяет сваривать тонколистовой металл без прожогов. При наплавке снижается доля основного металла в наплавляемом слое.

Библиографический список

1. Крампит Н.Ю., Крампит А.Г., Князьков С.А. Особенности импульсного управления процессом сварки в CO₂ длинной дугой // Автоматизация и современные технологии – 2002 - №9 - С. 12-15.
2. Крампит Н.Ю., Крампит А.Г., Крампит М.А. Устройство для электродуговой сварки. / Патент на изобретение № 2429112 от 20.09.2011г.
3. Фролов В.В. Теория сварочных процессов. Издательство «Высшая школа» – 1988г.
4. Рыкалин Н.Н. Расчеты тепловых процессов при сварке. Издательство «МАШГИЗ» – 1951г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА СВАРКИ НА КЕРАМИЧЕСКИХ ПОДКЛАДКАХ ИЗ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Тишкова Е.Е., Бахматов П.В.

*Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет,
г. Комсомольск-на-Амуре, br_1@mail.ru*

Керамические подкладки используются при автоматической и полуавтоматической дуговой сварке металлическим электродом (проволокой) в среде защитного газа (MIG/MAG, GMAW), при дуговой сварке плавящейся порошковой, металлопорошковой проволоками (FCAW), при аргонодуговой сварке (TIG), при дуговой сварке под флюсом (SAW) ответственных сварных конструкций на предприятиях машиностроительного комплекса - судостроительных, судоремонтных, при производстве подъемно-транспортного оборудования, предприятий топливно-энергетического комплекса и др. с целью качественного выполнения корневых швов стыковых, тавровых и угловых соединений, выполняемых как с разделкой кромок, так и при односторонней сварке сквозным проплавлением во всех пространственных положениях.

Трудоемкость вырубки, подварки и зачистки корня шва с обратной стороны, после сварки составляет около 70 % стоимости подготовки сварочных конструкций. Поэтому снижение затрат дает экономические эффекты, которые в несколько раз превышают расходы, связанные с применением подкладок.

Нормативно – технической документации на материалы, технологический процесс изготовления, а также каких-либо технических требований на керамические подкладки не существует.

Технологический процесс получения керамических подкладок

Целями исследований являлись оценка влияния влажности и длины элементов образцов, на их усадку и деформацию, и составление математического описания влияния технологических параметров сварки на геометрические параметры корня шва, формируемыми подкладками из глинистых материалов. В качестве исходного материала для изготовления подкладок была выбрана глина с месторождения оз. Золотое (село Вознесенское, Хабаровского края). На основании геометрических размеров корня шва нормируемых ГОСТ 8713-79 для толщины металла 10 мм была изготовлена оснастка для изготовления подкладок (рисунок 1) [1,5].

Формуемые образцы различались исходной влажностью (30; 40; 45 и 50 %) и длиной (27;37;47 мм).

Выявлено что, после естественной сушки в течение 24 ч. Усадка образцов составила в среднем 8,5 – 9 % и не зависела от длины образца. Деформация образцов, также практически не зависит от длины образца и ис-

ходной влажности материала. Образцы по длине не имели дугообразной деформации, а полученные отклонения (по высоте) свидетельствуют о несовершенстве оснастки и недоработке технологического процесса формования [2].

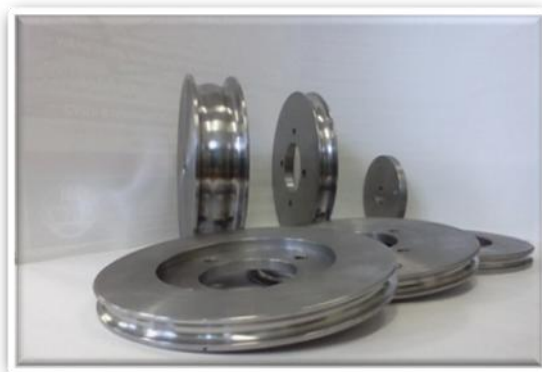


Рисунок 1 – Оснастка для формовки подкладок

Кроме того, в ходе экспериментов оценивался процесс формования и внешний вид подкладок.

При влажности 30 % и 40 % внешний вид образцов при разных длинах элементов характеризуется отсутствием трещин и хорошим формованием.

На образцах с влажностью 45 % и 50 % при естественной сушке возникли продольные и поперечные трещины, также при влажности более 45 % образцы плохо держат форму и «растрескиваются» (рисунок 2). Усадка при разной влажности остается постоянной 9 %.



Рисунок 2 – Опытные образцы влажность 45 и 50 %

После естественной сушки образцы подвергли прокатке на следующих режимах:

- Сушка 100 – 120 °С (нагрев с печью) 3 часа;
- Нагрев с печью до 500 – 650 °С 3 – 4 часа;
- Прокатка при 1070 – 1090 °С 3 – 4 часа, нагрев и остывание с печью.

После каждого этапа производился осмотр на наличие дополнительных трещин, усадку и деформаций. Внешний осмотр показал, что дополнительных трещин не появлялось, усадка увеличилась до 13,5 % и не зависела от влажности и длины образцов, средняя деформация после прокатки не

превышала 0,45 мм.

Влияние режимов сварки на формирование корня шва

Оценка влияния режимов сварки проводилась путем планирования дробного факторного эксперимента типа 2^2 . В качестве входных независимых параметров были выбраны сила сварочного тока (основной уровень 700 А, диапазон варьирования 100 А) и скорость сварки (основной уровень 30 м/ч, диапазон варьирования 10 м/ч). Откликом являлись высота (Y_1) и ширина корня шва (Y_2).

Сварка проводилась сварочной проволокой Св – 08А диаметром 4 мм под флюсом АН – 348 на пластинах из Ст3сп толщиной 8 мм, собранных стыковым соединением С4 по ГОСТ 8713 – 79 с зазором 2 мм [3-4]. Для корректировки режимов сварки сборка пластин проводилась с выводными планками, подкладки устанавливались со стороны корня шва при помощи клейкой алюминиевой фольги (рисунок3) [1].



Рисунок 3 – Сборка пластин под сварку

По полученным экспериментальным данным (таблица 1) при помощи прикладной программы STATISTICA 6.0 были построены уравнения регрессии, описывающие зависимость геометрических параметров корня шва от силы сварочного тока (X_1) и скорости сварки (X_2), полученных при использовании керамических подкладок из глины (формула 1-2).

Оценка адекватности полученных уравнений по критерию Фишера доказала полную адекватность полученных уравнений для доверительной вероятности 0,98.

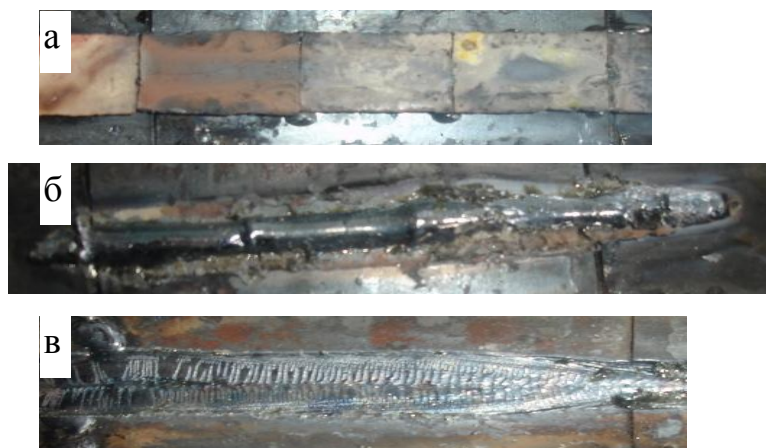
Таблица 1 – Матрица планирования эксперимента и результаты опытов

Номер опыта	X1	X2	Сила тока, А	Скорость сварки, м/ч	Высота шва (Y_1), мм	Ширина шва (Y_2), мм
1	+	-	800	20	2	7
2	-	-	600	20	3	7
3	+	+	800	40	3	8
4	-	+	600	40	1	4

$$Y_1=1,25+0,0025X_1-0,025X_2 \quad (1)$$

$$Y_2 = 1 + 0,01X_1 - 0,05X_2 \quad (2)$$

ГОСТ 8713 – 79 устанавливает следующие размеры корня шва: высота $2^{\pm 2}$ мм; ширина шва имеет достаточно широкие пределы от $4^{\pm 2}$ до 26 мм. Анализ полученных экспериментальных данных показывает соответствие размеров требованиям ГОСТ по высоте и ширине шва (рисунок 4).



а – подкладки после сварки; б – корень шва; в – лицевая сторона шва

Рисунок 4 – Сварной шов полученный сваркой на керамических подкладках

Программа STATISTICA 6.0 позволяет вывести уравнения и диаграммы нормального рассеяния высоты и ширины шва от каждого из независимых параметров. Получено 4 уравнения для керамических подкладок, в которые, подставляя требуемые нормативным документом размеры корня шва несложно подсчитать оптимальные режимы сварки и оценить влияние силы тока и скорости сварки на геометрию корня шва:

$$Y_1 = 0,5 + 0,025 \cdot I_{св} \quad (3)$$

$$Y_2 = - 0,5 + 0,01 \cdot I_{св} \quad (4)$$

$$Y_1 = 3 - 0,025 \cdot V_{св} \quad (5)$$

$$Y_2 = 8 - 0,05 \cdot V_{св} \quad (6)$$

Для оценки возможности сокращения технологического процесса изготовления подкладок из глинистых материалов были проведены опыты по сварке на подкладках, прокаленных при температурах 120 и 600 °С.

Выявлено, что подкладки не прошедшие полный цикл прокалки не пригодны для сварки. От температурного воздействия жидкого металла подкладки, прокаленные при 120 °С, при сварке полностью сгорели, что привело к прожогу пластин. Подкладки, прокаленные при 600 °С, прогорали по формообразующей поверхности (рисунок 5), что также привело к прожогу пластин.

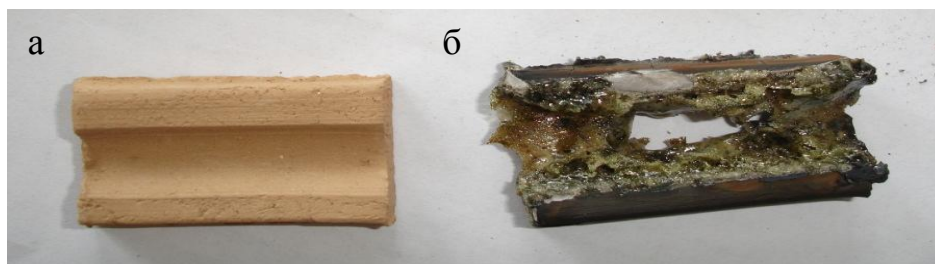


Рисунок 5 – Подкладки после прокалки (600°C) до (а) и после сварки (б)

Выводы:

1. Подкладки из глинистых материалов обеспечивают удовлетворительное формирование корня шва с геометрическими размерами соответствующими нормативному документу.

2. Подкладки должны пройти полный цикл прокалки: естественная сушка в течение 24 ч; сушка при 120°C в течение 3-4 ч.; прокалка при $600 - 620^{\circ}\text{C}$ в течение 3-4 ч; прокалка при $1080 - 1100^{\circ}\text{C}$ в течение 3 - 4 ч.

3. Усадка образцов после всего этапа прокалки ($1080 - 1090^{\circ}\text{C}$) увеличивается до 13,5 % и не зависит от исходной влажности и длины образца.

4. Получена зависимость высоты корня шва и его ширины от силы сварочного тока и скорости сварки.

5. При помощи прикладной программы STATISTICA 6.0 получены уравнения и диаграммы нормального рассеяния высоты и ширины корня шва от каждого из режимов сварки. Выявлено, что высота и ширина корня шва находится в прямой зависимости от силы тока, и в обратной зависимости от скорости сварки.

6. Установлена возможность использования керамических подкладок, изготовленных из местного сырья.

7. Определены оптимальные режимы для сварки корня шва для определенных толщин металла.

8. Применение керамических подкладок позволяет снизить затраты на вспомогательные материалы (керамические подкладки) в пределах 30 %.

Библиографический список

1. Международные и отечественные стандарты по сварке. ТУ № 009-86-46-105, ГОСТ 8713-79, ГОСТ 14771-76, ГОСТ 11533-75.
2. Магомед Б. Гончарное ремесло. В двух частях. Часть II. Керамика / Б. Магомед – М. : Феникс, 2000. – С. 25-98.
3. Котанова К. Н. Сварочные материалы для дуговой сварки. В 3 т. Т. 1. Защитные газы и флюсы. / под ред. К. Н. Котанова. – Справочное пособие. – М. :Машиностроение, 1989. – 554 с.
4. Тотапов Н. Н. Основы выбора флюсов при сварке сталей. / Н. Н. Тотапов. – М.: Машиностроение, 1979.
5. Долорс, Росс. Керамика: техника. Приёмы. Изделия. / Долорс Росс ; пер. с нем. Ю.О. Бем. – М. : АСТ-ПРЕСС КНИГА, 2003. – 144 с.

АНАЛИЗ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ЭЛС ПРИ СВАРКЕ СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ

БАХМАТОВ П.В., КУЗНЕЦОВ А.А., ПИЦЫК В.С.

*Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет,
г. Комсомольск-на-Амуре, ktsp@knastu.ru, ViktorSergeevich@yandex.ru*

Не смотря на значительное число преимуществ электронно-лучевой сварки (ЭЛС) (возможность соединения за один проход металлов и сплавов толщиной до 400 мм; небольшая зона термического влияния; кинжальная форма сварного соединения; высокая скорость охлаждения металла сварного шва, что обеспечивает его мелкозернистость; значительно меньшее тепловложение в изделие, что снижает его коробление; эффективная защита расплавленного металла от негативного воздействия атмосферы; существенное снижение энергозатрат) она имеет и ряд недостатков. Основным из них является существенная длительность процесса изготовления конструкций, которая обусловлена необходимостью герметизации, разгерметизации и вакуумирования рабочей камеры при выполнении каждого сварного соединения. При этом время необходимое для выполнения сварных операций может занимать менее 25 % от общего времени технологического процесса. Кроме того в ряде случаев есть необходимость механического удаления припуска со стороны проплава. Особенно трудоемкой эта операция становится, если в силу конструктивных особенностей изделия (замкнутые конструкции узкого сечения) припуск удаляется вручную из-за невозможности подведения инструмента станка [1 - 3]. Поскольку ЭЛС используется преимущественно для сварки высоколегированных сталей и сплавов на основе титана склонных к возникновению таких дефектов как поры и трещины, возникает необходимость предварительной и последующей термической обработки изделий, что усложняет технологический процесс, увеличивает его продолжительность и повышает затраты. Негативным является и тот факт, что для ряда материалов (сталь марки 30ХГСН2А) требуется практически немедленный отжиг для снятия остаточных напряжений после осуществления сварки. Таким образом, актуальными вопросами при ЭЛС являются исследование возможности проведения предварительной и последующей термической обработки расфокусированным электронным лучом, а также исследование возможности удаления технологического припуска со стороны проплава оплавлением и определение влияния оплавления усиления и корня шва на механические свойства сварного соединения.

Для проведения исследований использовалась установка КЛ-138, пластины толщиной 14 мм длиной 300 мм шириной 150 мм из сплава ВТ20. Режимы, на которых производилась сварка и косметическое оплавление усиления и корня шва, приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Режимы сварки цельной и стыковой из сплава ВТ20 и оплавления усилия корня шва

Номер режима	Сварка				Оплавление			
	Сила тока луча I _{св} , мА	Сила тока фокусировки I _ф , мА	Ускоряющее напряжение, кВ	Расстояние до детали, мм	Сила тока луча I _{св} , мА	Сила тока фокусировки I _ф , мА	Ускоряющее напряжение, кВ	Расстояние до детали, мм
1	190	748	60	200	50	900	60	200
2	170	744			40	900		
3	150	745			50	900		
4	140	752			30	900		
5	120	750			30	800		
6	140	748			50	800		

На полученных сварных соединениях (рисунок 1) измеряли: высоту усиления (h_b), ширину усиления (S_b), высоту проплава корня шва (h_2), ширину проплава корня шва (S_2), высоту оплавления (h_3) и ширину оплавления (S_3). Результаты замеров приведены в таблице 2. После из сварных образцов были получены микрошлифы (рисунок 2) для замера: ширины зоны сплавленного металла (СМ) h_1 , ширины зоны сплавления (ЗСП) h_2 , ширины зоны термического влияния (ЗТВ) h_3 и общей ширины h . Результаты замеров приведены в таблице 3. Также из заваренных образцов были вырезаны образцы для механических испытаний на удар и разрыв (таблица 4).

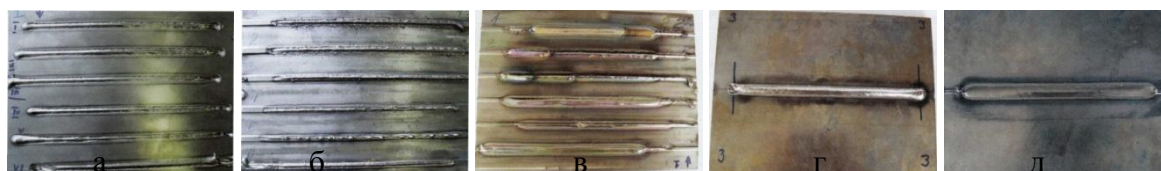
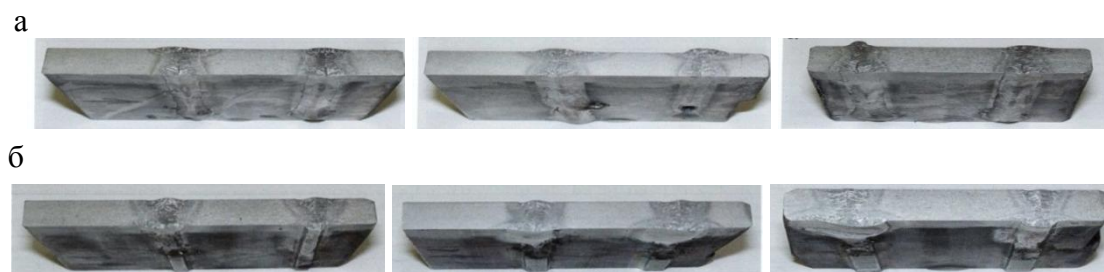


Рисунок 1 – Внешний вид усиления и корня шва в зависимости от режимов сварки и оплавления (а, б, в – цельная пластина; г, д – сварная) а, г – усиление; б – корень шва; в, д – определение корня шва



а – образец 1; б – образец 2

Рисунок 2 – Макроструктура сварных образцов из сплава ВТ20

Анализ данных таблиц 2 и 3 позволил выявить закономерности изменения геометрических параметров, как формы шва, так и микроструктуры в зависимости от режимов сварки и оплавления, по которым можно прогнозировать геометрию сварного шва и его структуру, кроме того задавать программу и контролировать качество сварного шва непосредственно в процессе сварки, выбирать режимы косметической обработки (оплавление ЭЛС) улучшающее качество сварного соединения, а также режимы подогрева и термообработки для снятия сварочных напряжений (рисунок 5).

Таблица 2 – Результаты замеров геометрических параметров сварных образцов

Номер режима	Размеры шва, мм (образец 1 / образец 2)					
	h_1	S_1	h_2	S_2	h_3	S_3
1	1,1 / 1,1	8 / 7,5	2,5 / 2,5	5,5 / 5	2,5 / 1	11 / 12,5
2	1 / 1,8	8 / 8,5	3 / 2	6,5 / 5	2,5 / 2	13 / 8,5
3	0,1 / 1,5	6,5 / 8	2 / 4	4,5 / 4	4 / 1,8	12,5 / 9
4	0,2 / 1,8	6 / 8,5	1,5 / 1,8	3 / 3,5	3 / 1,5	7,5 / 10
5	0 / 1	4,8 / 8	1 / 3,5	1,5 / 3,5	3 / 3,2	11 / 5
6	1,2 / 1,5	9 / 9,5	1,5 / 2,8	3,5 / 4,5	4 / 1,2	14 / 11,5

Таблица 3 – Результаты замеров СМ, ЗСП и ЗТВ сварных образцов

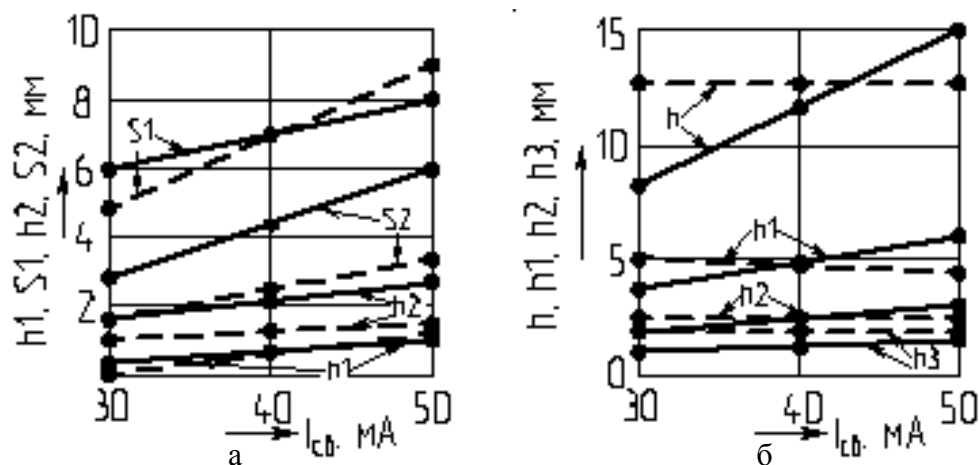
Номер режима	Размеры шва, мм (образец 1 / образец 2)			
	h_1	h_2	h_3	h_4
1	6 / 5,5	3 / 1,75	1,5 / 2	15 / 13
2	4,5 / 4	2,5 / 3	1,25 / 1,5	12 / 13
3	4 / 6	2 / 2,5	1 / 1,25	10 / 13,5
4	3,5 / 4,5	1,75 / 2	0,75 / 1,5	8,5 / 11,5
5	5 / 4,5	2 / 2,25	1,75 / 1,25	12,5 / 11,5
6	4,5 / 5	2,25 / 2,25	1,75 / 1,75	12,5 / 13,5

Таблица 4 – Механические свойства сварных образцов из ВТ20

Испытание	Предел прочности σ_B , МПа	Средний предел прочности σ_B , МПа	Ударная вязкость КСУ, МДж/см ²	Среднее значение ударная вязкость КСУ, МДж/см ²
	сварной образец 1 / сварной образец 2			
1	930 / 1010	960 / 1000	0,41 / 0,43	0,45 / 0,44
2	960 / 1010		0,45 / 0,42	
3	990 / 990		0,51 / 0,47	

Из данных таблицы 5 видно, что косметическая обработка оплавлением не оказывает отрицательного воздействия на механические свойства

сварного соединения и его микроструктуру. Рентген контроль образцов заваренных на оптимальных режимах ЭЛС с последующей косметической обработкой усиления и корня шва не выявил наличия внутренних дефектов. Исследование возможности осуществления полного цикла ЭЛС за одну загрузку детали (начиная от предварительного прогрева заготовок и заканчивая последующей термообработкой) проводились на образцах имитаторах из трубной заготовки стали марки 30ХГСН2А размерами: наружный диаметр 135 мм, толщина стенки 33 мм, для которого температура подогрева, учитывая общий эквивалент, составляет не менее 320 °С и к тому же после сварки требуется практически немедленный отжиг для снятия напряжений и исключения трещин. Подготовка, сварка и последующая термообработка образцов имитаторов производилась по режимам, приведенным в таблице 5. ЭЛС заготовок по первому варианту привела к образованию трещин в металле шва (рисунок 6, а), по второму – трещин не было (рисунок 6, б).



а – сварного шва; б – макроструктуры

Рисунок 5 – Зависимость изменения геометрических параметров от режимов ЭЛС

Таблица 5 – Режимы ЭЛС с предварительным и окончательным прогревом после сварки

Вид операции	Ускоряющее напряжение, кВ	Ток сварки, мА	Рабочее расстояние, мм	Ток фокусировки, мА	Скорость сварки, м/с	Количество проходов
Подогрев	60 / 60	15 / 15	200 / 200	560 / 560	15 / 15	1 / 1
Сварка	60 / 60	200 / 150	200 / 200	560 / 560	15 / 7,5	1 / 1
Прогрев после сварки	60 / 60	50 / 50	200 / 200	560 / 560	7,5 / 7,5	1 / 1

Из заваренных заготовок были подготовлены образцы для определения механических свойств основного металла и сварного шва, полученных на оптимальных режимах ЭЛС (таблица 6). Анализ данных таблицы 6 показывает одинаковые механические свойства основного металла и сварного шва, что говорит о высоком качестве полученного соединения. Рентген контроль образцов заваренных на оптимальных режимах внутренних дефектов не выявил.



а – ширина шва: в зоне усиления – 4 мм; в корне шва – 3 мм;
 ширина околошовной зоны \approx 1 мм;
 б – ширина шва: в зоне усиления – 7 мм; в корне шва – 2 мм;
 ширина околошовной зоны \approx 1,5 мм

Рисунок 6. Макроструктура сварного шва трубной заготовки из стали 30ХГСН2А: а – с трещиной; б – без трещины

На основании проведенных исследований был разработан полный цикл ЭЛС на установке КЛ-138, начиная от прихватки и кончая термообработкой снятия сварочных напряжений за одну загрузку и герметизацию вакуумной камеры (рисунок 7). При этом удалось сократить производственный цикл более чем в 19 раз.

Таблица 6 – Механические свойства образцов из сварных заготовок стали 30ХГСН2А

Показатели	Номер опыта (основной металл / сварной шов)				
	1	2	3	4	5
σ_B , МПа	1670/1680	1670/1700	1690/1750	1700/1680	1710/1730
δ , %	10/10				
δ , %	56/54	57/62	56/61	59/60	56/57
КСУ, МДж/см ²	0,93/0,84	0,8/0,78	0,79/0,75	0,82/1,02	0,79/0,94

Таким образом, исследование и разработка режимов ЭЛС на установки КЛ-138 позволила: существенно сократить число циклов герметизации-разгерметизации, что позволило более чем в 19 раз сократить производственный цикл; проводить термообработку шва расфокусированным лучом, что позволило уменьшить расходы на транспортировку изделия до печи, а также расходы на работу самой печи и обслуживающего ее персонала; автоматизировать процесс сварки, что позволяет минимизировать человеческий фактор в производстве, а также уменьшить дефектность за счет лучшего регулирования режимов и устранения несплавлений; производить оплавление

корня шва; исключить коробление и трещинообразование путем управления режимами подогрева, сварки и термообработки непосредственно в одном технологическом цикле сварки.

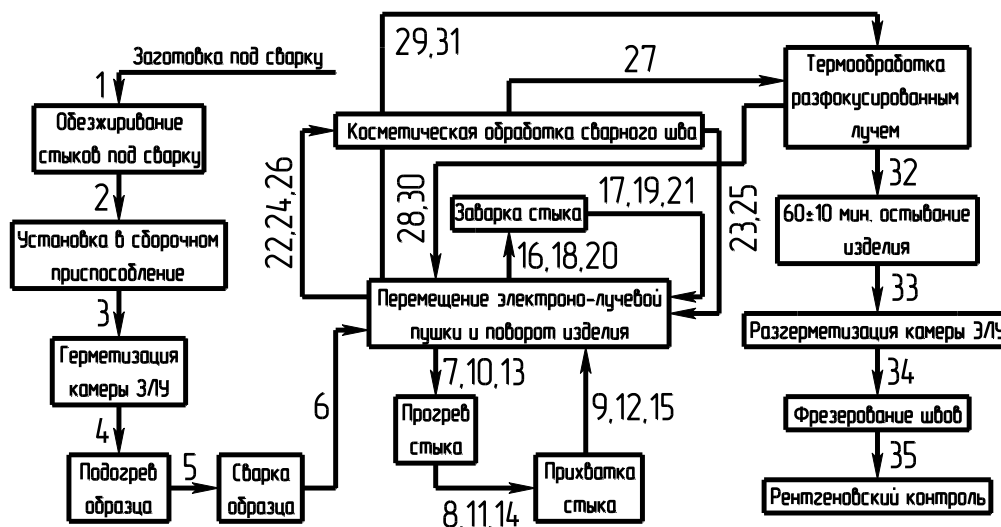


Рисунок 7 – Полный цикл ЭЛС на установке КЛ-138

Библиографический список

- 1 Современные технологии авиастроения / под. общ. ред. А.Г. Братухина, Ю.Л. Иванова. – М.: Машиностроение, 1999. – 832 с.
- 2 Обеспечение надежности конструкций из титановых сплавов / под. общ. ред. В.И. Муравьева. – М.: «Эком», 2009 – 752 с.
- 3 Штамповка, сварка, пайка и термообработка титана и его сплавов в авиастроении / А.Г. Братухин и [и др.]. – М.: Машиностроение, 1997. – 600 с.

УДК 621.791

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА СВАРКИ С УПРАВЛЯЕМЫМ КАПЛЕПЕРЕНОСОМ ЭЛЕКТРОДНОГО МЕТАЛЛА В ВЕРТИКАЛЬНОМ И ПОТОЛОЧНОМ ПОЛОЖЕНИИ

Крюков А.В., Павлов Н.В., Полищук В.А.

*Юргинский технологический институт филиал
Томского политехнического университета,
г. Юрга, earendill@mail.ru*

Сварка в защитных газах является одним из наиболее массовых способов сварки в нашей стране. Одним из преимуществ данного способа является возможность получения сварного шва при различной ориентации его оси в пространстве

Но вместе с тем промышленный опыт показал, что несмотря на все преимущества данного способа, при переходе от нижнего к другому положению появляется ряд технологических ограничений, связанных с трудностью переноса электродного металла в сварочную ванну и удержания его от вытекания [1, 2].

В тоже время применение импульсно-дуговых процессов показало, что использование силового воздействия на систему электрод – дуга – ванна положительно влияет на процесс переноса электродного металла.

На основании выше сказанного были сформулирована цель исследования – определение рациональных параметров процесса сварки с импульсной подачей электродной проволоки для пространственных положений отличных от нижнего.

Для решения поставленной цели в ходе проведенных ранее исследований установлено, что в качестве защитной целесообразно применять смесь $Ar(70\% \pm 3\%) + CO_2(30\% \pm 3\%)$, это позволяет обеспечить лучшее формирование шва и меньшую величину разбрызгивания электродного металла [3].

При дальнейшем исследовании, были рассмотрены процессы кинетики плавления и переноса электродного металла в сварочную ванну в различных пространственных положениях, методом скоростной видеосъемки (рисунок 1).

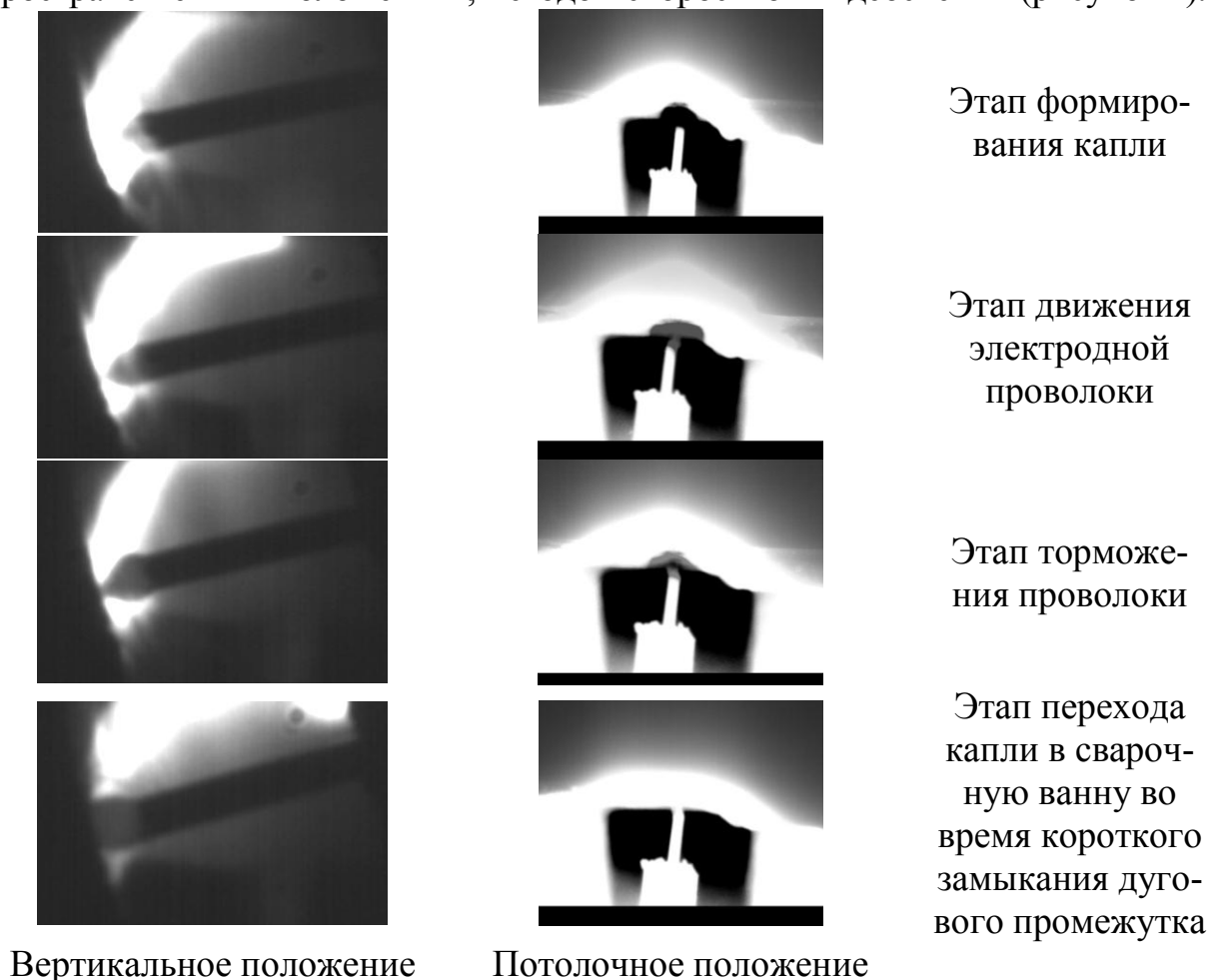


Рисунок 1 – Этапы переноса электродного металла в сварочную ванну (скорость съемки 1500 кадр/с)

Результаты эксперимента показали, что в вертикальном и потолочном положении становятся еще более значимыми параметры режима подачи электродной проволоки, т.к. они определяют не только стабильность каплепереноса, но и общую стабильность процесса сварки. Кроме того стабилизированное силовое воздействие на сварочную ванну способствует ее удержанию в потолочном положении.

По результатам эксперимента была получена диаграмма соотношения параметров подачи проволоки, гарантирующие стабильный процесс. Диаграмма представлена на рисунке 2.

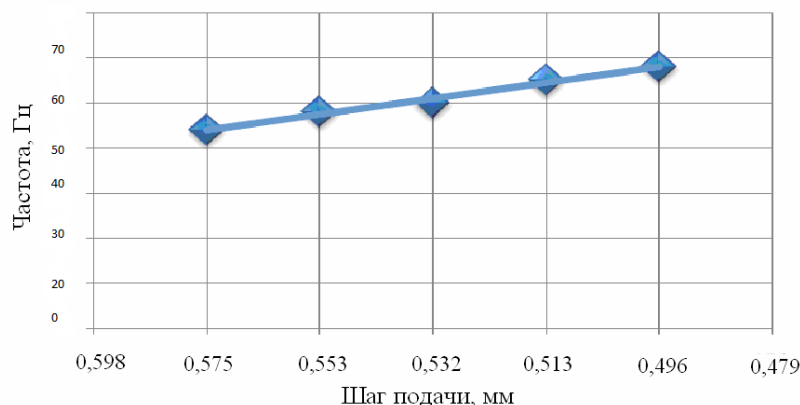


Рисунок 2 – Влияние шага подачи на выбор частоты импульсного перемещения электродной проволоки

В целом зависимость аналогична зависимости частоты от шага подачи для вертикального положения [1], но смещена в сторону увеличения частоты. Это изменение ведет за собой соответствующие изменения геометрии шва, а именно снижение ширины шва на 15 % и увеличение усиления на 20 %, проплавление остается практически неизменным (рисунок 3-5).

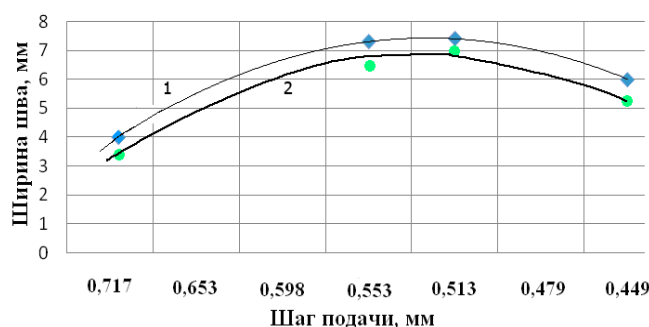


Рисунок 3 – Влияние шага подачи на ширину шва (1 – в вертикальном положении; 2 – в потолочном положении)

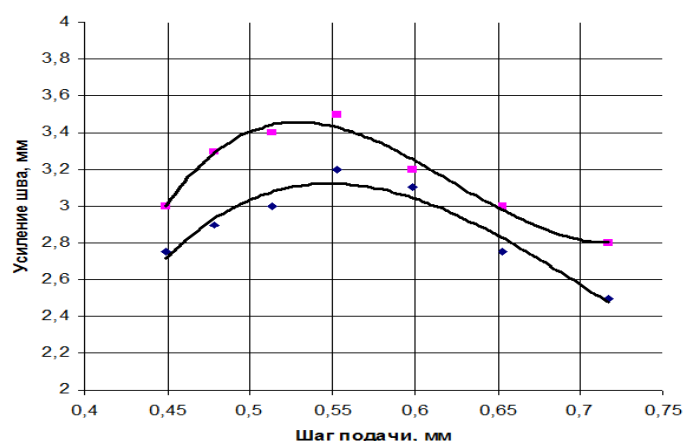


Рисунок 4 – Влияние шага подачи на усиление шва

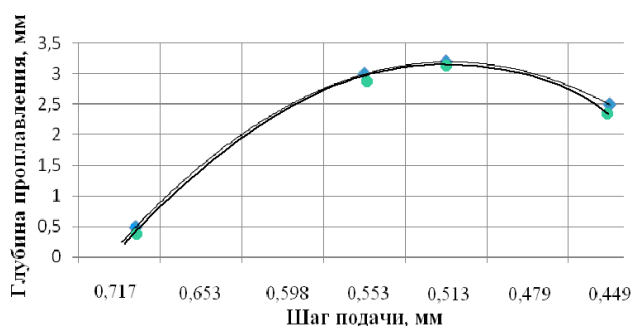


Рисунок 5 – Влияние шага подачи на глубину проплавления

Вывод: В результате проведенных исследований показана принципиальная возможность получения сварных соединений при использовании способа сварки с импульсной подачей электродной проволоки в положениях отличных от нижнего.

Библиографический список

1. Заруба И.И., Баргамен В.П., Андреев В.В. и др. Влияние метода ограничения тока короткого замыкания на формирование вертикальных и потолочных швов при сварке в углекислом газе // Автоматическая сварка. – 1973. – № 4. – С. 64 – 67.
2. Крюков А.В., Павлов Н.В., Кузьмин Е.С. Определение рациональных параметров автоматической сварки в среде углекислого газа // Сварочное производство. – 2010. – № 8. – С. 35 – 36.
3. Павлов Н.В., Крюков А.В., Зернин Е.А. Сварка с импульсной подачей проволоки в смеси газов // Сварочное производство. – 2010. – №4. – С. 27 – 28.

**ПРОИЗВОДСТВО СВАРОЧНЫХ ЭЛЕКТРОДОВ
В ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»**

Гордин С.О., Рудаков С.Г.

*«ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»,
Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, sgrud@mail.ru*

На ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» проведено ряд работ по исследованию возможности использования местного сырья для производства сварочных электродов.

При использовании мрамора Пуштулимского месторождения получены следующие результаты (таблицы 1 и 2)

Таблица 1 – Механические свойства металла шва

Марка и диаметр электрода	σ_B , Н/мм ²	δ_5 , %	КСУ, Дж/см ²
MP-3 Ø 4,0 мм	475	31	150
Требования ГОСТ 9467	не менее		
	450	20	80

Таблица 2 – Химический состав наплавленного металла

Марка и диаметр электрода	Массовая доля элементов, %				
	C*	Si*	Mn*	S	P
MP-3 Ø 4,0 мм	0,09	0,04	0,54	0,019	0,036
Требования ГОСТ 9467	–	–	–	не более	
				0,040	0,045

* - справочно

Из таблиц 1 и 2 видно, что механические свойства металла шва и химический состав наплавленного металла соответствуют требованиям нормативной документации.

При проверке сварочно-технологических свойств электродов установлено, что они не соответствуют требованиям ГОСТ 9466 – отделимость шлаковой корки затруднена. Наличие в составе мрамора данного месторождения не контролируемых по ГОСТ 4416 примесей, привело к ухудшению сварочно-технологических свойств электродов и невозможности использования данного мрамора при производстве электродов без корректировки составов электродного покрытия.

Как и в случае с Пуштулимским мрамором, замена талька одного месторождения на другое не увенчалась успехом.

С использованием талька данного месторождения изготовлены элект-

троды марок МР-3 и УОНИ 13/55. Механические свойства металла шва электродов марки МР-3 приведены в таблице 3, а электродов марки УОНИ-13/55 в таблице 4.

Химический состав наплавленного металла приведен в таблице 5.

Таблица 3 – Механические свойства металла шва

Марка и диаметр электрода	σ_b , Н/мм ²	δ_5 , %	КСУ, Дж/см ²
МР-3 Ø 4,0 мм	443	31	132
Требования ГОСТ 9467	не менее		
	450	18	80

Таблица 4 – Механические свойства металла шва

Марка и диаметр электрода	σ_b , Н/мм ²	δ_5 , %	КСУ, Дж/см ²
УОНИ-13/55 Ø 4,0 мм	480	31	205
Требования ГОСТ 9467	не менее		
	490	20	127

Из таблиц 3 и 4 видно, что механические свойства металла шва (временное сопротивление разрыву) не соответствует требованиям нормативной документации.

Таблица 5 – Химический состав наплавленного металла

Марка и диаметр электродов	Массовая доля элементов, %				
	C*	Si*	Mn*	S	P
МР-3 Ø 4,0 мм	0,09	0,065	0,59	0,013	0,029
УОНИ-13/55 Ø 4,0 мм	0,085	0,056	1,13	0,013	0,017
Требования ГОСТ 9467 для МР-3	–	–	–	не более	
				0,040	0,045
Требования ГОСТ 9467 для УОНИ-13/55	–	–	–	0,030	0,035

* - справочно

Из таблицы 5 видно, что химический состав наплавленного металла соответствует требованиям нормативной документации.

При проверке сварочно-технологических электродов свойств установлено следующее:

- шлак отделяется при значительном механическом усилии;
- не обеспечивается правильного формирования валика шва (шов неравномерный по ширине и высоте, крупночешуйчатый);
- дуга горит неравномерно;
- эластичность дуги – низкая.

Кроме того, при сварке наблюдается повышенное разбрызгивание

электродного металла.

Таким образом, использование талька Алгуйского месторождения по разработанной в ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» технологии

изготовления электродной шихты с использованием сложившейся системы поставок сырьевых компонентов, не обеспечивает получения качественных электродов.

С целью определения возможности использования ферромарганца марки ФМн88 производства ООО «Карбид Хенн Келль метал» г. Новокузнецк для производства электродов для ручной дуговой сварки были изготовлены опытные партии шихты марок Запсиб УОНИ-13/55 и МР-3 по стандартной рецептуре.

Из данной шихты были произведены опытные партии электродов по существующей технологии. Процесс опрессовки проходил устойчиво, затруднений при изготовлении и сбоев в работе оборудования отмечено не было.

Механические свойства металла шва опытных партий электродов марок Запсиб УОНИ-13/55 и МР-3 представлены в таблицах 6 и 7.

Таблица 6 – Механические свойства металла шва

Электроды марки Запсиб УОНИ-13/55 Ø 5,0 мм	σ_b , Н/мм ²	δ_5 , %	КСУ, Дж/см ²
опытная партия	541	28	198
Требования Н и ТД	не менее		
	490	20	127

Из таблицы 6 видно, что механические свойства металла шва выполненного электродами опытной партии соответствуют требованиям Н и ТД. Испытания на ударный изгиб при температуре минус 40 градусов Цельсия образцов с V-образной канавкой показали, что ударная вязкость составляет 68 Дж/см² (требование Н и ТД – не менее 35 Дж/см²).

Таблица 7 – Механические свойства металла шва

Электроды марки МР-3 Ø 4,0 мм	σ_b , Н/мм ²	δ_5 , %	КСУ, Дж/см ²
опытная партия	460	24	135
Требования Н и ТД	не менее		
	450	20	80

Из таблицы 7 видно, что механические свойства металла шва выполненного электродами опытной партии соответствуют требованиям Н и ТД.

Химический состав металла, наплавленного электродами марок Запсиб УОНИ-13/55 и МР-3, представлен в таблицах 8 и 9.

Таблица 8 – Химический состав наплавленного металла

Электроды марки Запсиб УОНИ-13/55 Ø 5,0 мм	Массовая доля элементов, %				
	C*	Si*	Mn*	S	P
опытная партия	0,087	0,40	1,24	0,014	0,023
Требования Н и ТД	–	–	–	не более	
				0,030	0,035
* – справочно					

Таблица 9 – Химический состав наплавленного металла

Электроды марки МР-3 Ø 4,0 мм	Массовая доля элементов, %				
	C*	Si*	Mn*	S	P
опытная партия	0,083	0,062	0,54	0,016	0,030
Требования Н и ТД	–	–	–	не более	
				0,040	0,045
* – справочно					

Из таблиц 8 и 9 видно, что химический состав металла, наплавленного электродами марок Запсиб УОНИ-13/55 и МР-3, соответствует требованиям Н и ТД.

Сварочно-технологические свойства электродов опытных партий оценивали в соответствии с требованиями РД 03-613-03 «Порядок применения сварочных материалов при изготовлении, монтаже, ремонте и реконструкции технических устройств для опасных производственных объектов».

Электродное покрытие плавилось равномерно, без чрезмерного разбрызгивания, отваливания кусков и образования козырька.

Результаты испытаний сварочно-технологических свойств представлены в таблице 10.

Таблица 10 – Сварочно-технологические свойства электродов

Контролируемый параметр	Запсиб УОНИ-13/55	МР-3
Возбуждение дуги	Хорошее. Зажигание, после легкого движения электрода по металлу – 4 балл	Хорошее. Зажигание, после легкого движения электрода по металлу – 4 балл
Стабильность горения дуги	Хорошее. Равномерно горящая дуга с незначительной вибрацией и хрустящим шумом (треском) – 4 балл	Хорошее. Равномерно горящая дуга с незначительной вибрацией и хрустящим шумом (треском) – 4 балл

Окончание таблицы 10

Контролируемый параметр	Запсиб УОНИ-13/55	МР-3
Качество формирования шва	Хорошее. Валик мелкочешуйчатый, с редкими небольшими неровностями по высоте и небольшими превышениями по кромкам шва – 4 балл	Хорошее. Валик мелкочешуйчатый, с редкими большими неровностями по высоте и небольшими превышениями по кромкам шва – 4 балл
Эластичность дуги	Хорошее. Дуга удлиняется до тройного диаметра электрода. Пространственное положение стабильно – 4 балл	Хорошее. Дуга удлиняется до тройного диаметра электрода. Пространственное положение стабильно – 4 балл
Отделимость шлаковой корки	Хорошее. Отделяется при незначительном механическом воздействии – 4 балл.	Хорошее. Отделяется при незначительном механическом воздействии – 4 балл.

Национальное Агентство Контроля и Сварки производит аттестацию сварочных материалов в случае, если каждый показатель сварочных свойств будет не менее 4 баллов.

Из таблицы 10 видно, что электроды опытных партий марок Запсиб УОНИ-13/55 и МР-3, изготовленные с использованием ферромарганца марки ФМн88 производства ООО «Карбид Хенн Келль метал» по сварочно-технологическим свойствам соответствуют требованиям РД 03-613-03.

УДК 621.791.92:620.03

**РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ СВАРОЧНОГО РОБОТА,
ИСПОЛЬЗУЕМОГО В КАЧЕСТВЕ ОБУЧАЮЩЕГО СТЕНДА
ДЛЯ ВЫРАБОТКИ ПРАКТИЧЕСКИХ НАВЫКОВ
ПРОГРАММИРОВАНИЯ**

Ильященко Д.П., Биктимиров А.С.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Национальный исследовательский Томский
политехнический университет
г. Юрга, mita8@rambler.ru*

Сварочный робот – это универсальный промышленный робот, который является носителем сварочной горелки. Сварочный робот имеет допол-

нительный сварочный интерфейс и специально адаптированное под процесс сварки программное обеспечение. Сварочные роботы используются для автоматической сварки. Сварочный робот может постоянно поддерживать постоянную длину дуги, сварочный ток, скорость сварки, что обеспечивает постоянство качества [1].

Одним из главных недостатков является его высокая стоимость. Цены колеблются в диапазоне от 800 тысяч до нескольких десятков миллионов рублей. В связи с этим, приобретение сварочного робота для учебного заведения, в частности для ЮТИ ТПУ, сложная задача. Поэтому предлагается принципиальная возможность создания действующей модели сварочного робота-манипулятора на основе конструктора LEGO MINDSTORMS.



Рисунок 1 – Конструктор LEGO MINDSTORMS

Данная модель позволяет проводить исследования процессов сварки и резки робота-манипулятора, даёт возможность приобрести навыки работы со сварочным роботом, с его настройкой и программированием.

Из всех ныне существующих конструкторов набор LEGO как нельзя лучше подходит для создания действующей модели сварочного робота-манипулятора. Кроме соединительных элементов в состав конструктора LEGO MINDSTORMS входят три интерактивных серводвигателя, ультразвуковой сенсор и сенсоры нажатия, датчик цвета. Управление осуществляется с помощью интеллектуального микропроцессорного устройства NXT.

Для программирования созданной модели используется оригинальный программный интерфейс LEGO MINDSTORMS NXT Software, идущий в комплекте вместе с набором LEGO. Стоимость одного такого набора LEGO составляет примерно 10 тысяч рублей [2].

Три серводвигателя LEGO дают возможность создания модели робота с рабочей зоной в трёх плоскостях X, Y и Z, что вполне хватает для исследования процессов перемещения и сварки робота. Для построения более сложной модели робота можно использовать два комплекта LEGO MINDSTORMS. Тогда в наличии будут шесть (!) серводвигателей и два микропроцессора NXT, что даёт возможность создания модели с шестью узлами

вращения. Передача данных между двумя микропроцессорами NXT осуществляется при помощи технологии BLUETOOTH [2].



Рисунок 2 – Модель сварочного робота-манипулятора

Дальнейшее усовершенствование модели робота-манипулятора может заключаться в применении захватного устройства и поворотного оборудования для более удобной эксплуатации, максимально приближенной к реальным условиям.

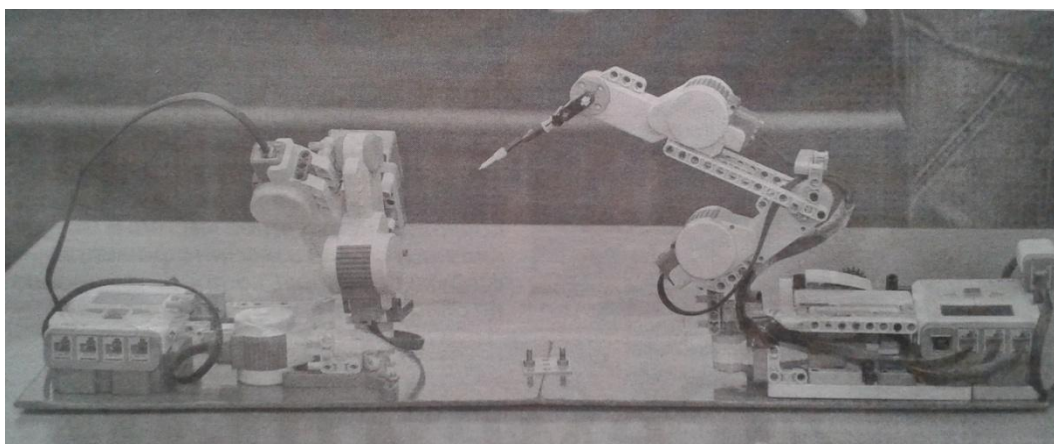


Рисунок 3 – Усложненная модель робота-манипулятора

Для защиты сварочного робота от нежелательного касания с деталью и стенками оборудования можно установить ультразвуковой сенсор, что будет являться дополнительной функцией этой модели.

Робот, собранный на основе набора LEGO MINDSTORMS можно применять не только в качестве действующей модели сварочного робота-манипулятора, но и в качестве автоматического пульверизатора для покраски (при установке на манипулятор устройства для распыления), для перемещения небольших грузов, для выполнения какой-либо многократно повторяющейся операции и др.

Следующим этапом для создания наиболее реалистичной модели сварочного робота-манипулятора является применение аналоговых и цифровых серводвигателей, не входящих в состав конструктора LEGO MINDSTORMS. В данный момент идёт работа над сборкой модели на основе серводвигате-

лей типа MG996R, обладающих высокой точностью, большим усилием на валу и высокопрочными металлическими шестеренками.

В планах создание полноразмерного сварочного робота-манипулятора на основе мощных, сверхточных шаговых двигателей. Себестоимость такого робота невысокая (по сравнению с брендовыми зарубежными аналогами), что позволит выставлять данного сварочного робота-манипулятора по низкой цене на рынке технологий.

Библиографический список

1. <http://www.svarkainfo.ru/rus/lib/book/robot>
2. <http://www.mindstorms.ru/mindstorms.php>

УДК 621.791.01

СХЕМА ВОЗДЕЙСТВИЯ ИМПУЛЬСА ТОКА НА СТРУКТУРУ ФОРМИРУЮЩЕГОСЯ СВАРНОГО СОЕДИНЕНИЯ

КРАМПИТ А.Г., КРАМПИТ Н.Ю.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета,
г. Юрга, nkrampit@mail.ru*

Расплавленный металл сварочной ванны под действием импульсов сварочного тока совершает колебательные движения вдоль фронта кристаллизации. Это, в свою очередь, влияет на процессы кристаллизации сварочной ванны.

Обычно при сварке в среде углекислого газа наблюдается крупнозернистая столбчатая структура металла шва, что является причиной снижения технологической прочности и пластичности. Для измельчения структуры металла шва и, следовательно, для получения более высокой его механической прочности прибегают к различным приемам:

- введение в жидкий металл сварочной ванны модификаторов (твердых частиц тугоплавких элементов);
- введение ультразвуковых колебаний в сварочную ванну;
- на металл шва низкочастотных колебаний.

С технологической точки зрения наиболее рациональным является третье направление. Однако, воздействие низкочастотными колебаниями при сварке крупногабаритных конструкций затрудняется из-за большой массы изделия. Поэтому разработка новых способов воздействия на жидкий металл сварочной ванны является актуальной проблемой в настоящее время. Воздействовать на жидкий металл возможно с помощью импульсных процессов:

- введение ударного действия потока защитного газа по поверхности сварочной ванны;

– применение силового воздействия на жидкий металл со стороны дуги при импульсно-дуговой сварке.

Со стороны дуги происходит воздействие, как на поверхность сварочной ванны из-за повышения давления дуги, так и на процессы движения жидкого металла в сварочной ванне из-за увеличения силы Лоренца.

Наибольшее воздействие при импульсных процессах оказывает импульсно-дуговая сварка «длинной дугой» (импульсное питание сварочной дуги), так как и амплитудное значение сварочного тока в импульсе и длительность импульса превосходят соответствующие значения при импульсно-дуговой сварке.

Влияние импульса сварочного тока на механизм измельчения зерна в сварном шве можно представить в виде следующей схемы (рисунок 1). Импульс сварочного тока через сварочную дугу воздействует как на поверхность сварочной ванны, так и на жидкий металл сварочной ванны. Периодическое изменение силы тока вызывает изменение силового давления на поверхность сварочной ванны со стороны дуги, что совместно с изменяющимся движением жидкого металла сварочной ванны вызывает активное изменение уровня жидкого металла под дугой и появление волн на поверхности ванны. При наложении импульса происходит вытеснение жидкого металла из-под дуги, что вместе с увеличением тепловой мощности дуги приводит к увеличению теплового потока со стороны дуги в донную часть сварочной ванны, при этом часть теплоты в виде массы перегретого металла перемещается в хвостовую часть, где происходит изменение скорости кристаллизации.

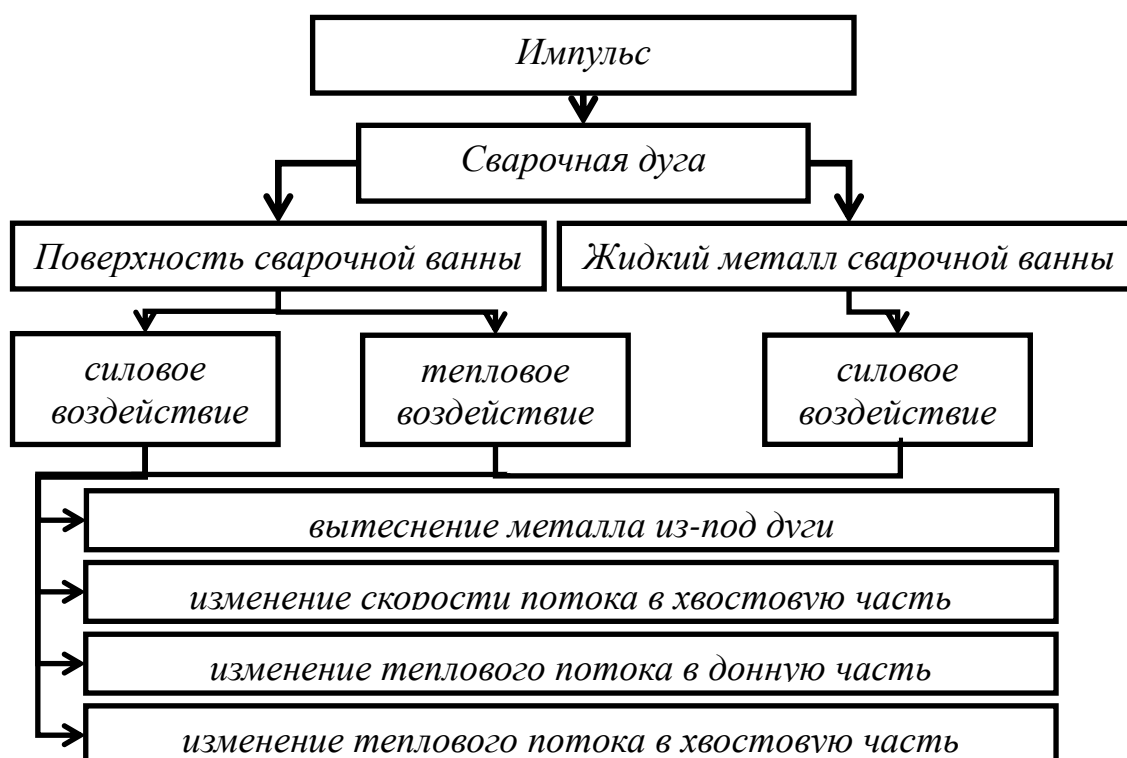


Рисунок 1 – Схема воздействия импульса сварочного тока на процессы, происходящие в сварочной ванне

Жидкий металл под совместным действием увеличивающейся силы давления дуги и силы Лоренца устремляется в хвостовую часть, воздействуя на процессы роста кристаллитов (кристаллизационные процессы).

Схему воздействия на кристаллизационные процессы можно представить в следующем виде [1]. Перед наложением импульса жидкий металл в сварочной ванне совершает вращательное движение. Вдоль фронта кристаллизации зарождается рост кристаллов в противоположном направлении градиенту температуры (рисунок 2).

При наложении импульса за счет резко возрастающего воздействия давления дуги, которое зависит от квадрата силы тока, жидкий металл сварочной ванны вытесняется из-под дуги вдоль фронта кристаллизации (рисунок 3). При этом жидкий металл, воздействуя на концы растущих дендритов, может отламывать от них куски.

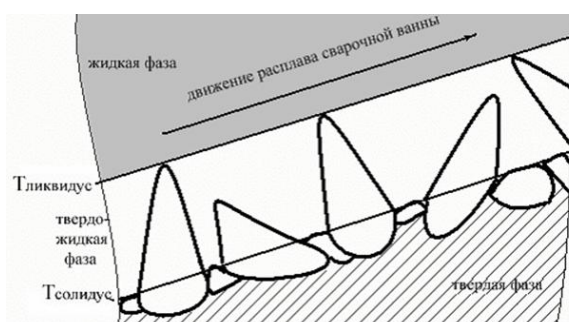


Рисунок 2 – Схема роста кристаллов у фронта кристаллизации в сварочной ванне во время паузы

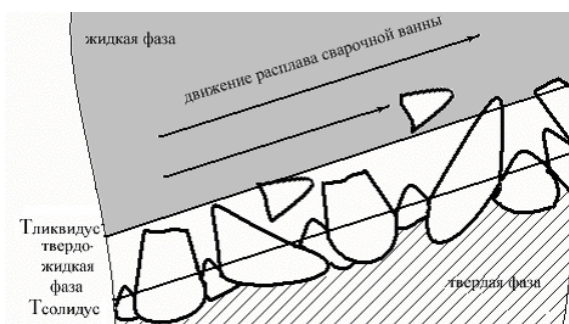


Рисунок 3 – Схема воздействия жидкого металла на концы растущих кристаллов во время импульса

Осколки этих дендритов выбрасываются в зону высоких температур и частично переплавляются, вызывая тем самым охлаждение периферийных областей вокруг себя (рисунок 4). В свою очередь, они могут являться дополнительными центрами кристаллизации при дальнейшем понижении температуры.

Механизм воздействия колебаний на кристаллизующийся металл сварочной ванны можно представить следующим образом: чередующиеся сжатия и растяжения, действуя на концы растущих дендритов, могут отламыв-

вать их куски и выбрасывать их в расплав. Осколки дендритов, попадая в области повышенной температуры, оплавляются или расплавляются совсем в зависимости от величины отломанного осколка и температуры той области жидкого металла, в которую он будет отброшен. Осколки какой-то критической величины, попавшие в область кристаллизации (не выброшенные из этой области или вновь попавшие в такую область по мере продвижения ее фронта), могут служить дополнительными центрами кристаллизации при дальнейшем понижении температуры, что, в конечном счете, приводит к общему измельчению структуры первичной кристаллизации (рисунок 5).

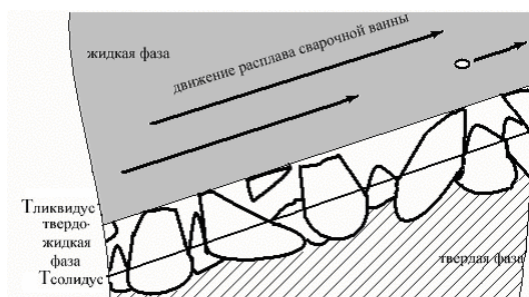


Рисунок 4 – Схема выбрасывания и оплавления кусков от растущих дендритов

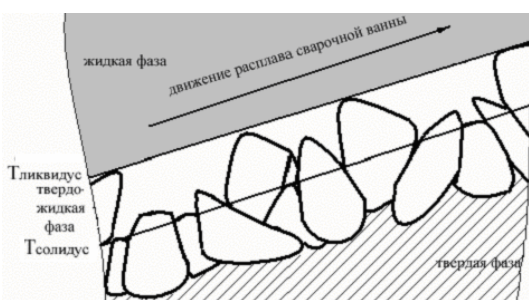


Рисунок 5 – Схема кристаллизации металла по окончании действия импульса сварочного тока

Все эти меры направлены к тому, чтобы создать перед фронтом растущих столбчатых кристаллитов новые центры кристаллизации, подавив тем самым их дальнейший рост.

В центре сварных швов часто появляется зона равновесных кристаллитов, свидетельствующая о развитии в этой части сварочной ванны концентрионного переохлаждения и присутствия инородных частиц, действующих как катализаторы зарождения. Кристаллиты этой зоны зарождаются в объеме расплава независимо от уже существующего фронта кристаллизации, и они ориентированы хаотично.

Согласно законам электрогидродинамики при пропускании тока через среду (жидкий металл) на нее воздействует электрическая часть силы Лоренца, вызывающая движение жидкого металла из-под дуги в донную часть сварочной ванны. Часть жидкого металла ванны, по которой протекает сва-

рочный ток, взаимодействуя с собственным магнитным полем, работает как магнитогидродинамический насос, забирая из окружающей его зоны металл и устремляя его в донную часть. В донной части сварочной ванны поток металла, отраженный от поверхности расплавления, устремляется в хвостовую часть, при этом происходит воздействие на процессы кристаллизации (рисунок 6).

Давление на выходе из гидродинамического насоса можно определить как сумму сил электродинамического и результирующего давления, действующего на поверхность жидкого металла в зоне активного пятна.

На рисунке 7 представлены значения давлений, вызываемых изменением силы тока в импульсе.

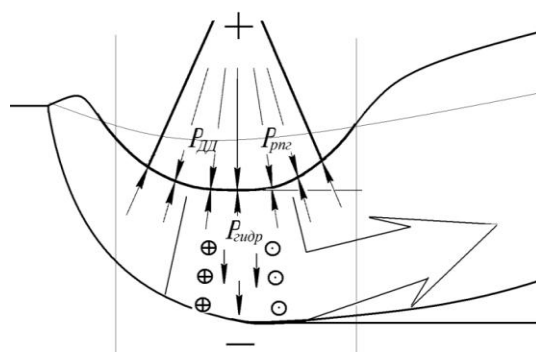


Рисунок 6 – Схема отражения потока, создаваемого в сварочной ванне, в хвостовую часть

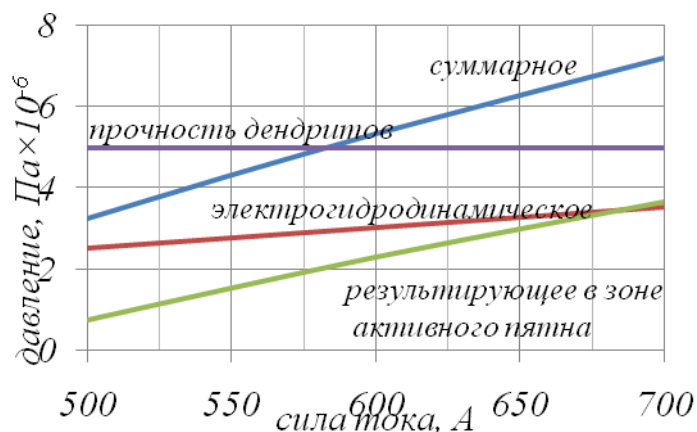


Рисунок 7 – Давление в жидком металле под действием комплекса сил

Из графика видно, что давления, создаваемые по отдельности, как на поверхности, так и в жидком металле, недостаточны для воздействия на концы растущих дендритов. Однако, суммарное давление при силе тока более 575 А находится выше предела прочности кристаллита.

Данные расчеты показывают преимущество процесса импульсно-дуговой сварки за счет воздействия импульсов тока на структуру кристаллизующегося сварного соединения и получения измельченной структуры.

Из предложенной схемы можно сделать вывод, что размеры зерна бу-

дут зависеть от частоты накладываемых импульсов. Чем выше частота импульсов, тем больше частота колебаний сварочной ванны, следовательно, большее количество раз будет происходить воздействие жидкого металла на концы растущих дендритов, что приведет к образованию большего количества центров кристаллизации перед растущими столбчатыми кристаллитами. Это послужит фактором, определяющим размер растущего зерна, а, следовательно, и механических и эксплуатационных свойств сварного соединения.

Таким образом, задавая частотой следования импульсов при импульсно-дуговой сварке, можно получать необходимую структуру (размер зерна) наплавленного металла, а также – сварной шов с требуемыми механическими свойствами.

Библиографический список

1. Крампит Н.Ю., Крампит А.Г. Схема воздействия импульсного питания сварочной дуги на структуру формирующегося сварного соединения. // Вопросы материаловедения. – 2003. – №2(34). – С. 45-51.

УДК 621.791:624

ВЛИЯНИЕ УГЛЕРОДФТОРСОДЕРЖАЩИХ ДОБАВОК ДЛЯ СВАРОЧНЫХ ФЛЮСОВ НА ГАЗОНАСЫЩЕННОСТЬ СВАРНЫХ ШВОВ

КОЗЫРЕВ Н.А., КРЮКОВ Р.Е., КОВАЛЬСКИЙ И.Н., ИГУШЕВ В.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новоузенск, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru*

При использовании некоторых марок отечественных флюсов для сварки низколегированных сталей не всегда обеспечивается требуемый уровень механических свойств, в частности, ударной вязкости при пониженных температурах в связи с образованием в сварном шве большого количества неметаллических включений. Современные сварочные системы, основанные на кремне- и марганцевосстановительных процессах, приводят к образованию различных оксидных включений, которые в связи со скоротечностью процесса сварки не всегда успевают всплыть и ассимилироваться шлаком, поэтому концентрация свободного и связанного кислорода в металле шва довольно высока, в связи с чем наблюдается понижение значений ударной вязкости металла шва, особенно при отрицательных температурах. Таким образом, оптимальным с точки зрения исключения образования в сварном шве неметаллических включений является использование углерода, так как образующиеся с участием углерода соединения СО и СО₂ находятся в газообразном состоянии, в связи с чем легко удаляются и не загрязняют металл шва неметаллическими включениями. Одним из главных вопросов при этом является изучение газонасыщенности сварного шва.

Нами проведены работы по использованию углеродфторсодержащих добавки в качестве присадок во флюсы [1 – 6], добавка защищена патентом РФ [7]. За основу углеродфторсодержащей добавки были взяты отходы металлургического производства в виде пыли с химическим составом масс. %: $Al_2O_3 = 25-30$; $Na_3AlF_6 = 30-50$; $CF_x = 25-35$ ($1 \geq x > 0$). По разработанной технологии смешивали углеродфторсодержащий компонент с жидким стеклом. Для исследования были взяты флюсы марок АН-348А, АН-60 и АН-67 как базовые варианты и их смеси с добавлением керамического флюса-добавки.

Эксперименты проводились на образцах из стали 09Г2С толщиной 16 мм размером 200×500 мм. Сварка стыковых швов без разделки кромок проводилась с двух сторон, как при сварке полотнищ стенок резервуаров на стенде для рулонирования. В качестве присадочного металла использовалась проволока Св-08ГА диаметром 5 мм. Сварку образцов под флюсами проводили на одинаковых режимах.

Определение кислорода методом восстановительного плавления на газоанализаторе фирмы «LECO» ТС-600 показало, что массовая доля данного газа с повышением содержания добавки во флюсе уменьшается (рисунок 1), а проведенный фракционный газовый анализ показывал, что в зависимости от окисленности и основности шлаковой системы происходит перераспределение кислорода во включениях.

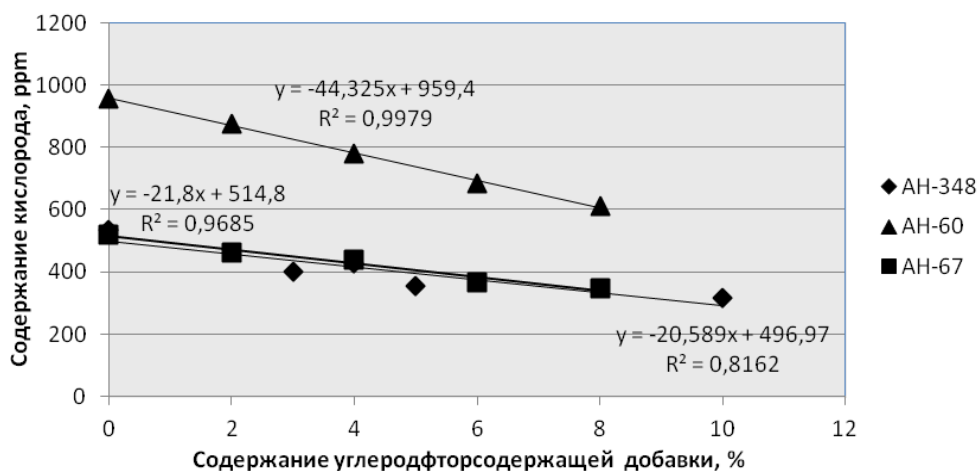


Рисунок 1 – Изменение общего кислорода во флюсах АН-348, АН-60 и АН-67 в зависимости от введения углеродфторсодержащей добавки

Распределение кислорода в силикатах, алюминатах, алюмосиликатах, по-видимому, связано с основностью полученного шлака и ассимиляции неметаллических включений шлаком в зависимости от получаемой вязкости шлака. Наибольшее количество алюминатов и алюмосиликатов неблагоприятно влияющих на физико-химические свойства сварного соединения, сохранилось при сварке под флюсом АН-60, при введении добавки наблюда-

лось снижение количества этих соединений. Во флюсах АН-348 и АН-67 изменения были незначительны (рисунок 2).

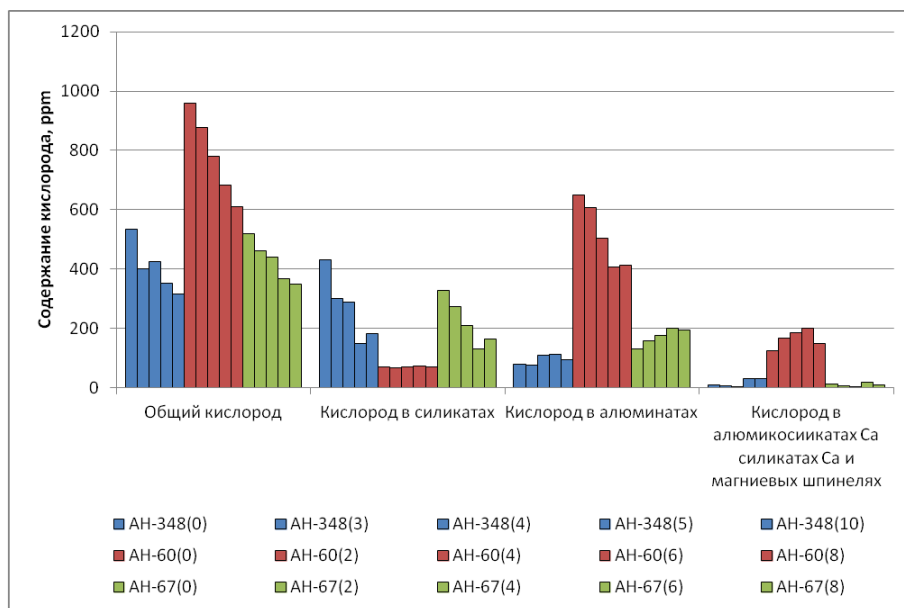


Рисунок 2 – Изменение кислорода в зависимости от количества углеродфторсодержащей добавки (в скобках указано процентное содержание углеродфторсодержащей добавки)

Углеродфторсодержащая добавка повлияла на снижение содержания водорода в сварном шве за счет фтора (рисунок 3), концентрация азота незначительно снизилась (рисунок 4).

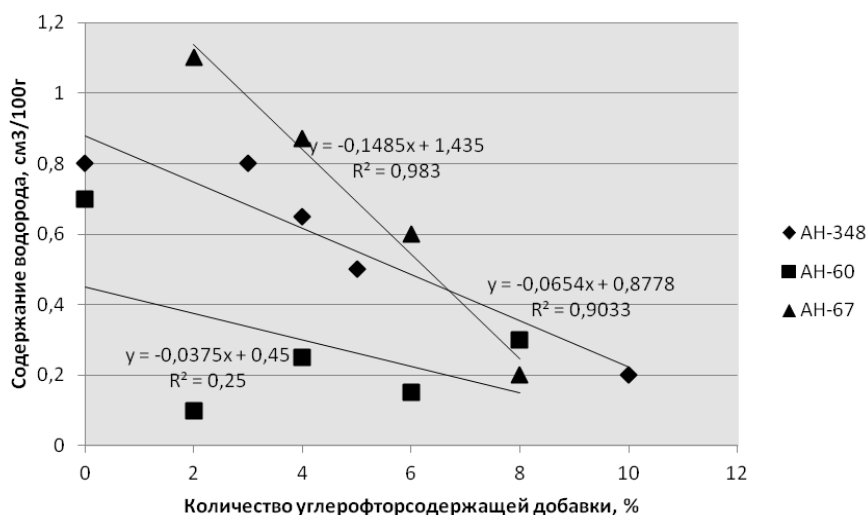


Рисунок 3 – Изменение концентрации водорода в зависимости от количества углеродфторсодержащей добавки

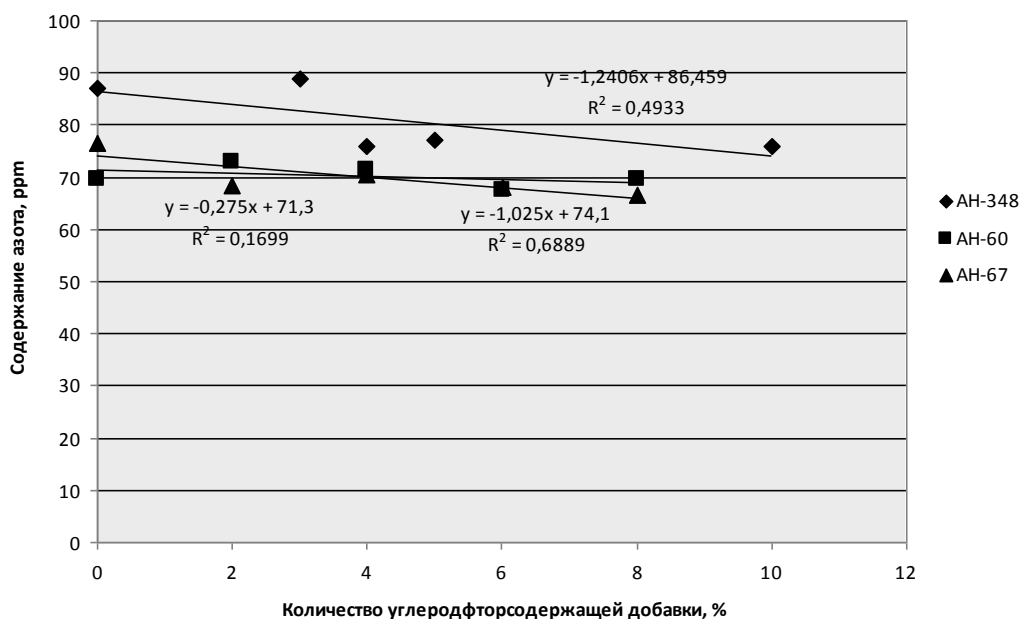


Рисунок 4 – Изменение концентрации азота в зависимости от количества углеродфторсодержащей добавки

Таким образом, при введении разработанной углеродфторсодержащей добавки во флюсы АН-348А, АН-60 и АН-67 снижается газонасыщенность сварного шва, уменьшается загрязненность оксидными неметаллическими включениями, увеличивается комплекс требуемых механических свойств и ударной вязкости (особенно при отрицательных температурах).

Библиографический список

1. Влияние углеродфторсодержащих добавок для сварочных флюсов на свойства сварных швов/ Козырев Н.А., Игушев В.Ф., Старовацкая С.Н., Крюков Р.Е., Голдун З.В.// Изв. вузов. Чер. металлургия. – 2012. – № 6. – С. 26 – 29.
2. Использование углеродсодержащих добавок для сварочных флюсов / Козырев Н.А., Игушев В.Ф., Голдун З.В., Крюков Р.Е., В.М. Шурупов// Изв. вузов. Чер. металлургия. – 2012. – № 10. – С. 35 – 38.
3. Влияние углерод- и фторсодержащих добавок в составе флюсов на содержание неметаллических включений и свойства сварных швов / Козырев Н. А., Игушев В. Ф., Крюков Р. Е., Голдун З. В., Ковальский И. Н.// Сварочное производство. – 2012. – № 12. – С. 3-6.
4. Влияние флюса АН-60 с углеродфторсодержащей добавкой на качество сварных швов стали 09Г2С/ Козырев Н.А., Игушев В.Ф., Крюков Р.Е., С.Н. Старовацкая, А.В. Роор// Изв. вузов. Чер. металлургия. – 2013. – № 4. – С. 30-33.
5. Разработка добавок для сварочных флюсов при сварке низколегированных сталей / Козырев Н. А., Игушев В. Ф., Крюков Р. Е., Роор А. В., Ковальский И. Н. // Сварочное производство. – 2013. – № 5. – С. 9 - 12.

6. Исследование влияния введения углеродфторсодержащей добавки во флюс АН-67 на свойства металла сварных швов стали 09Г2С/ Козырев Н.А., Игушев В.Ф., Крюков Р.Е., Роор А.В. // Изв. вузов. Чер. металлургия. – 2013. – № 8. – С. 33-36.
7. Пат. 2484936 РФ, МПК 8 В23 К35/362 Керамический флюс-добавка/ Козырев Н.А., Игушев В.Ф., Крюков Р.Е., Голдун З.В.; ФГБОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет.- №2012104939/02(007484), Заявл. 13.02.2012.

УДК 621.791.92:620.03

ВЛИЯНИЕ НАНОПОРОШКОВ НА ПЕРЕНОС ЭЛЕКТРОДНОГО МЕТАЛЛА ПРИ СВАРКЕ ПЛАВЯЩИМСЯ ЭЛЕКТРОДОМ В СРЕДЕ АРГОНА

Кузнецов М.А., Зернин Е.А., Карцев Д.С.

*Юргинский технологический институт (филиал) Национального исследовательского Томского политехнического университета,
г. Юрга, kuznechik_85@mail.ru*

Перенос металла с электрода на изделие является одной из важнейших характеристик сварки плавящимся электродом в защитных газах, он определяет технологические характеристики и области применения процессов сварки [1].

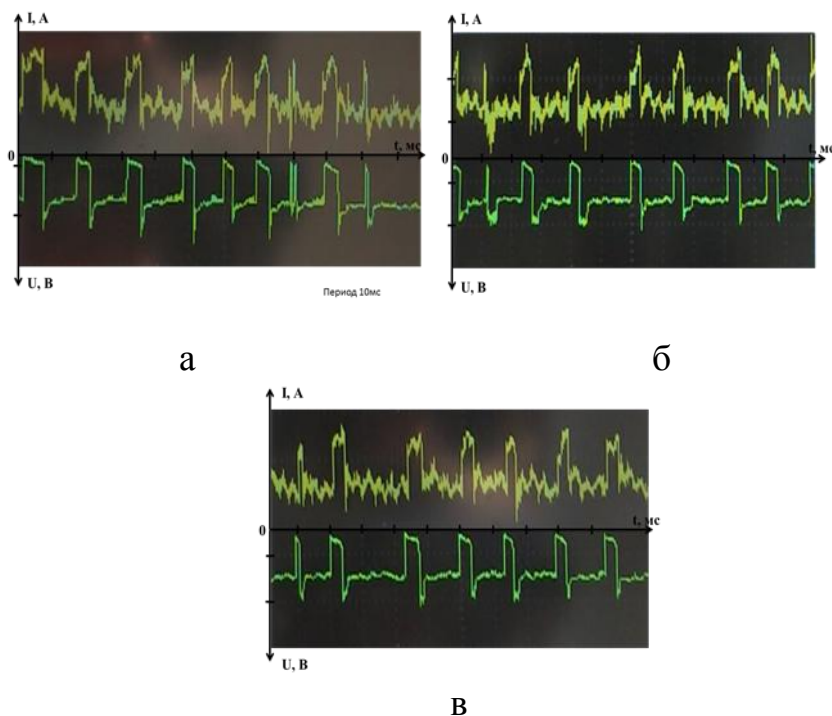
При сварке плавящимся электродом в аргоне стационарной дугой могут быть получены процессы: с крупнокапельным и струйным переносом электродного металла. В процессе с крупнокапельным переносом капли возрастают до больших размеров и незначительно поднимаются над ванной. Характерной особенностью струйного процесса является мелкокапельный перенос электродного металла, непрерывное горение дуги и высокая ее стабильность [1].

Традиционная MIG-сварка обеспечивает достаточно хорошее формирование и качество сварных швов. Однако сварка в инертных газах имеет низкую производительность из-за малой глубины проплавления металла. Инновационным направлением для повышения производительности и увеличения глубины проплавления является разработка технологий на основе применения наноструктурированных материалов [2, 3].

Для проведения исследований была произведена наплавка MIG-сваркой образцов, изготовленных из стали 12Х18Н10Т, в среде аргона проволокой 12Х18Н9Т диаметром 1,2 мм с использованием описанного устройства [4]. Образцы наплавливались по трем различным вариантам: №1 – наплавка в среде аргона проволокой сплошного сечения; №2 – наплавка в среде аргона проволокой сплошного сечения с добавлением W в защитный газ; №3 – наплавка в среде аргона проволокой сплошного сечения с добавлением Al₂O₃

в защитный газ. Режимы сварки для всех вариантов одинаковы.

Анализ осциллограмм изменения тока и напряжения на протяжении процесса сварки показал, что процесс протекает стабильно и во всех случаях с короткими замыканиями дугового промежутка. Однако частота коротких замыканий дугового промежутка при сварке с применением нанопорошка и без различна. Наибольшая частота коротких замыканий наблюдается при сварке с добавлением Al_2O_3 (8 к.з./сек) (рисунок 1, а).



а – наплавка в среде аргона проволокой сплошного сечения с добавлением Al_2O_3 в защитный газ; б – наплавка в среде аргона проволокой сплошного сечения; в – наплавка в среде аргона проволокой сплошного сечения с добавлением W в защитный газ

Рисунок 1 – Осциллограммы тока и напряжения

Далее по частоте коротких замыканий идет процесс сварки без добавления нанопорошка (7 к.з./сек) (рисунок 1, б). Наименьшее число коротких замыканий (менее 7 к.з./сек) (рисунок 1, в) наблюдается при сварке с применением нанопорошка W.

Различие в частоте коротких замыканий можно объяснить тем, что в данных трех случаях состав плазмы дуги будет различный, т.е. она горит не в однородном газе, а в смеси газов и паров различных металлов. Кроме аргона и паров металлов, входящих в состав нержавеющей стали, в дуговом промежутке присутствует в первом случае – алюминий, а в третьем – вольфрам. У алюминия энергия однократной ионизации на 25 % ниже, чем у железа (в данном случае принимается за сравнение, т.к. его количество максимально в зоне дуги), а у железа энергия однократной ионизации всего на 2 %, чем у вольфрама. Кроме того, работа выхода электрона самая низкая также у алю-

миния (меньше на 3,5 % чем у железа), у железа, соответственно, ниже на 1 %, чем у вольфрама.

Согласно общепринятым представлениям о качественном протекании процесса сварки, чем больше количество коротких замыканий и меньше требуется энергии для ионизации газовой смеси в плазме дуги, тем стабильнее процесс сварки. С этой позиции наиболее стабильным является процесс сварки с применением нанопорошка Al_2O_3 . Отличия в протекании процесса сварки с применением нанопорошка W и без, можно принять несущественными.

Библиографический список

1. Потапьевский А.Г. Сварка в защитных газах плавящимся электродом. М., «Машиностроение».
2. Паршин С.Г. Применение ультрадисперсных частиц активирующих флюсов с целью повышения производительности MIG/MAG - сварки сталей. // Сварочное производство, 2011, №6, с. 16-21.
3. Паршин С.Г. MIG – сварка стали с применением наноструктурированных электродных материалов. // Сварочное производство, 2011, №10, с. 27-31.

УДК 621.791

НОВАЯ МЕТОДОЛОГИЯ ОЦЕНКИ РАБОТОСПОСОБНОСТИ И РЕСУРСА ОСНОВНОГО МЕТАЛЛА И СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ ПОТЕНЦИАЛЬНО-ОПАСНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ТЭК

Смирнов А.Н.

*ООО «Кузбасский центр сварки и контроля»
г. Кемерово*

Вопросам безопасной эксплуатации технических устройств опасных производственных объектов (ТУОПО) во всем мире уделяется повышенное внимание. В России эта проблема особенно актуальна, так как более 60 % промышленного оборудования отработало расчетный срок, а в энергетике более 80 %. Повреждения ТУОПО может привести и приводит к авариям и техногенным катастрофам с человеческими жертвами. За последние 10 лет можно привести достаточное количество примеров [1]. С целью оценки технического состояния потенциально-опасного оборудования в России была создана система экспертизы промышленной безопасности (ЭПБ), применение которой позволяет с достаточной степенью достоверности определять его работоспособность. Одной из составляющих ЭПБ является диагностирование и неразрушающий контроль (НК) основного металла и сварных соединений. Применение разрушающих методов для оценки микроструктуры и механических характеристик требует вырезки образцов для испытаний из

действующего оборудования и соответственно, эти методы практически не применяются. Поэтому результаты НК являются определяющими при ЭПБ.

Существующий в настоящее время подход к оценке работоспособности металла ТУОПО отличается большим многообразием руководящих документов, методов, методик и средств исследований и испытаний. Все это значительно затрудняет процесс диагностирования и не всегда позволяет правильно оценить состояние технических устройств и, следовательно, надежно определять ресурс и прогнозировать срок их службы. НК в задачах оценки ресурса и работоспособности ТУОПО ориентированы, главным образом, на выявление уже существующих и развивающихся очагов разрушения, они не дают возможности выявлять стадии зарождения микроповреждений и оценивать характер изменения структурно-фазового состояния металла. Проблема усугубляется отсутствием научно обоснованной концепции надежного прогнозирования работоспособности длительно-работающего металла.

Поэтому очевидна необходимость разработки нового методологического подхода к оценке работоспособности металла ТУОПО, основанного на выявлении закономерностей эволюции структурно-фазового состояния и изменения физико-механических характеристик неразрушающими физическими методами исследования.

В процессе длительной эксплуатации потенциально-опасного оборудования в сложных напряженных условиях, зачастую в агрессивных средах, в основном металле и в сварных соединениях происходят различные физико-химические процессы, вызывающие ползучесть, усталость, коррозию. В реальных условиях, эти явления трудно отделить друг от друга, они, чаще всего, совместно протекают в металле (Например: термоусталость; коррозионно-термическая усталость; усталость в условиях ползучести и др.).

Ранее установлено [2], что физико-химические процессы, протекающие в металле, приводят к изменению структурно-фазового состояния, в частности, в теплоустойчивых сталях происходит перераспределение легирующих элементов между твердым раствором и карбидами, коагуляция частиц упрочняющей фазы и выделение новых высокодисперсных частиц МС в результате «подстаривания», различные дислокационные процессы и др.

Авторами [3 – 5] показано, что при локальной перестройке дислокационной структуры во время эксплуатации ТУОПО происходит образование новых источников дальнедействующих полей внутренних напряжений и изменение этих полей характеризует работоспособность металла. Установлены зависимости между длительной прочностью хромомолибденованадиевых сталей и величиной локальных полей внутренних напряжений. В наших исследованиях [6, 7] с применением электронной микроскопии доказано, что для конструкционных сталей величина локальных полей внутренних напряжений и характер распределения их источников является важнейшим показателем работоспособности и оценки ресурса потенциально-опасного оборудования.

Отсюда разработка методов НК для оценки локальных полей внутренних напряжений – важнейшая проблема, которая была частично решена акустическими методами. Для решения поставленных задач в Нижнем Новгороде по нашему заказу была разработана принципиально новая акустическая система «АСТРОН» (рисунок 1). Система была разработана в соответствии с концепцией развития диагностики и прогнозирования разрушения ТУОПО и сварных конструкций. Основные задачи:

– разработка теории и методов прогноза несущей способности сварных конструкций на основе исследований разрушения материала и конструкций и сопутствующих ему распространяющихся упругих колебаний – носителей информации о процессах, протекающих в материале при разрушении;

– разработка математического обеспечения для обработки поступающей в аппаратуру информации; разработка теории, методов, алгоритмов и программ, связанных с прогнозированием и принятием решения о состоянии конструкции; разработка и совершенствование информационно – измерительных систем, предназначенных для анализа прогнозирующей информации.

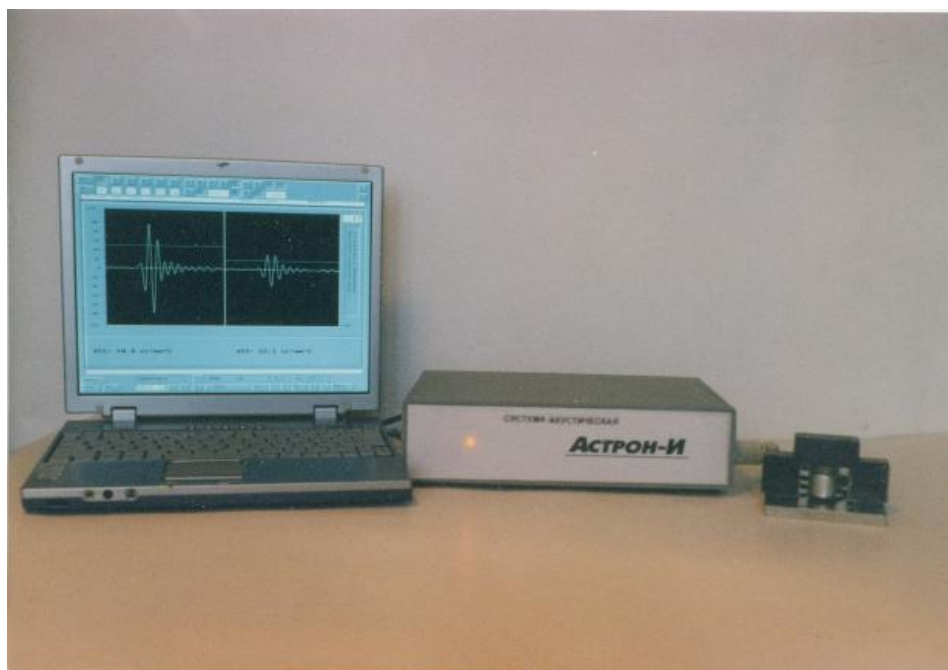


Рисунок 1 – Внешний вид системы

Аппаратная часть системы содержит:

– оригинальный блок накопления акустической информации, назначение которого – излучение и прием зондирующих акустических импульсов мегагерцового диапазона, их преобразование в цифровой код, запись в устройство хранения и передача в ПЭВМ;

– комплект оригинальных акустических датчиков;

– ПЭВМ типа NOTEBOOK.

В основу работы аппаратной части системы положен способ подробной регистрации всей серии отраженных акустических импульсов для ее последующей обработки средствами программной части системы.

Для передачи первичной акустической информации в обрабатываемую часть системы (компьютер типа NOTEBOOK) производится последовательное преобразование осциллограммы отраженных импульсов с определенным шагом дискретизации с момента зондирования исследуемого материала и до прихода n -го отраженного импульса.

Экспериментальные исследования показали, что оптимальной величиной для шага дискретизации является величина 5–10 нс. Эта величина позволяет в рамках решаемых задач обеспечить относительную погрешность определения временных параметров, не превышающую значения 10^{-5} .

Авторам [8, 9] удалось доказать, что время задержки поверхностных акустических волн (ПАВ) является надежным параметром, характеризующим изменение локальных полей внутренних напряжений.

Так, например, с увеличением величины локальных внутренних полей напряжений (средней кривизны-кручения кристаллической решетки) происходит рост времени задержки ПАВ, что объясняется ослаблением ультразвуковых колебаний на источниках (концентраторах) внутренних полей напряжений.

На основе ряда исследований установлено (рисунок 2), что с уменьшением длительной прочности теплоустойчивых сталей происходит рост времени задержки ПАВ, вызванный увеличением плотности источников внутренних полей напряжений. Максимальному времени задержки ПАВ соответствуют минимальные прочностные характеристики и минимальная длительная прочность.

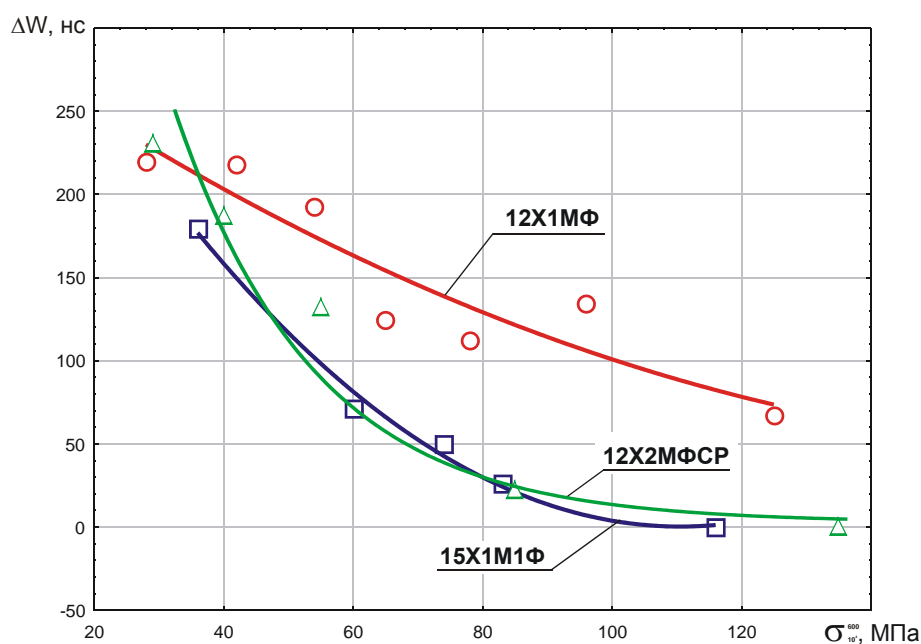


Рисунок 2 – Влияние длительной прочности теплоустойчивых сталей на время задержки ПАВ

Результаты исследований показывают высокую чувствительность спектрально-акустического метода к определению изменений параметров микроструктуры (плотности дислокаций, средней амплитуды кривизны-кручения и плотности экстинкционных контуров).

Таким образом, применение спектрально-акустического метода позволило разработать комплексный критерий предельного состояния длительно-работающего металла

$$K_f = \frac{W_\tau - W_0}{W_f - W_0} \cdot \frac{W_f}{W_\tau} \cdot \gamma,$$

который определяется временем задержки ПАВ в металле с исходным состоянием структуры (W_0), в металле, исчерпавшем свой ресурс работоспособности (W_f) и в контролируемом металле (W_τ), где γ – коэффициент, учитывающий материал контролируемого элемента [10]. Комплексный критерий предельного состояния (ККПР) апробирован на ряде разрушенных элементов энергооборудования. Экспериментально доказано, что при $K_f \geq 0,7$ металл достигает предельного состояния.

ККПР применен при ЭПБ длительно-работающих и разрушенных гнутых участков трубопроводов из сталей 20, 12Х1МФ, 15Х1М1Ф и труб поверхностей нагрева из стали 12Х2МФСР котлоагрегатов ряда электростанций Сибири. Получено хорошее совпадение результатов различных испытаний и расчетов с акустическими измерениями.

Выводы. 1. Разработана новая методология оценки работоспособности и ресурса оборудования ТЭК, основанная на выявлении закономерностей изменения структурно-фазового состояния и полей внутренних напряжений в длительно-работающем металле и в сварных соединениях спектрально-акустическим методом.

2. Разработан комплексный акустический критерий предельного состояния основного металла и сварных соединений, который применяется при ЭПБ потенциально-опасного оборудования.

Библиографический список

1. Клюев В.В. Деградация диагностики безопасности. – М.: Издательский дом «Спектр», 2012. – 128 с.
2. Ланская К.А. Жаропрочные стали. – М.: Металлургия, 1969. – 245 с.
3. Конева, Н. А. Природа субструктурного упрочнения / Н. А. Конева, Э. В. Козлов // Изв. вузов. Физика. – 1982. – № 8. С. 3–14.
4. Конева, Н. А. Дальнействующие поля напряжений, кривизна-кручение кристаллической решетки и стадии пластической деформации. Методы измерений и результаты / Н. А. Конева, Э. В. Козлов, Л. И. Тришкина, Д. В. Лычагин // Новые методы в физике и механике деформируемого твердого тела. Труды международной конференции. – Томск: ТГУ, 1990. – С. 83–93.

5. Смирнов А. Н. Оценка состояния длительно-работающего металла технических устройств опасных производственных объектов / А. Н. Смирнов, Н. А. Хапонен, А. Н. Челышев, С. Н. Медведев // Безопасность труда в промышленности. – 2004. – №3. – С.28–31.
6. Смирнов А. Н. Использование УЗ-сигналов для идентификации НДС / А. Н. Смирнов, В. Ю. Блюменштейн, А. А. Кречетов, Н. А. Хапонен // Безопасность труда в промышленности. – 2002. – С. 32–36.
7. Смирнов, А. Н. Субструктура, внутренние поля напряжений и проблема разрушения паропроводов из стали 12Х1МФ / А. Н. Смирнов, Э. В. Козлов. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2004. – 163 с.
8. Смирнов, А. Н. Акустический критерий предельного состояния длительно-работающего металла технических устройств опасных производственных объектов / А. Н. Смирнов, В. В. Муравьев, Н. А. Хапонен // Контроль. Диагностика. – 2004. – № 5. – С. 19–23.
9. Смирнов, А. Н. Структурно фазовое состояние и ресурс длительно работающего металла технических устройств опасных производственных объектов, перспективы дальнейшего развития методов оценки работоспособности / А. Н. Смирнов, В. В. Муравьев, С. В. Фольмер // Контроль. Диагностика. – 2009. – №1. – С. 22–32.
10. Смирнов, А.Н. Жаропрочность и поля внутренних напряжений в теплоустойчивых сталях / А. Н. Смирнов, В. В. Муравьев, П. В. Кононов, С. Н. Медведев, С. В. Фольмер // Контроль. Диагностика. – 2009. – №2. – С. 45–51.

УДК 621.791.011

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ НИЗКОУГЛЕРОДИСТЫХ СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ

ДЕБЕЛЯК А.А., ПИЦЫК В.С., МУРАВЬЕВ В.И.

ОАО «Амурлитмаш», ktsp@knastu.ru

*Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет,
г. Комсомольск-на-Амуре, ViktorSergeevich@yandex.ru, vmuravyev@mail.ru*

Сварка плавлением как сталей, так и титановых сплавов сопровождается образованием химической и физической неоднородности зоны соединения, при этом искажаются геометрические размеры конструкций из-за возникновения сварочных напряжений, появляются поры и микротрещины в металле шва, снижаются механические характеристики и другие показатели [1].

Исследованию подвергались сварные соединения листовых конструкций из стали СтЗсп и титанового сплава ВТ20. После сварки титановых заготовок проводили замеры величины прогибов (f) в пятнадцати точках с точностью 0,05 мм. Результаты замеров обрабатывались с использованием при-

ложения Microsoft Office, Excel и строились диаграмма. Для оценки динамики возникновения и протекания сварочных деформаций в процессе автоматической стыковой сварки образцов из углеродистой стали был изготовлен экспериментальный стенд, который позволял в режиме реального времени фиксировать величину деформаций (коробления) в различных точках свариваемых заготовок как в процессе сварки, так и в процессе охлаждения сварной заготовки. Полученные результаты экспериментов сравнивали с результатами расчетов на реальных стыковых соединениях, приведенных в работе [2].

Микроструктура определялась на металлографическом микроскопе марки «Микро-200» (Россия) в диапазоне увеличений от $\times 100$ до $\times 1000$. Оцифрованные изображения в дальнейшем обрабатывались на специализированной программе Image.Pro.Plus.5.1. Химический состав металла образцов исследовали спектральным анализом на оптическом эмиссионном анализаторе марки Q4 TASMANN фирмы BRUKER (Германия). Величина микротвердости определялась на микротвердомере модели HNV-2 от компании Shimadzu (Япония). Замеры коэрцитивной силы производились цифровым полуавтоматическим коэрцитиметром марки КРМ-Ц (Россия).

Как видно из данных рис. 1, в момент окончания сварки верхняя кривая отражает характер деформирования пластины от действия сжимающих напряжений, возникающих в процессе сварки. При охлаждении наблюдается деформация пластины в результате перехода сжимающих напряжений в растягивающие. Максимальные значения пластических деформаций наблюдаются в центре пластины.

Экспериментальные исследования деформации сварных швов показали удовлетворительную сходимость с данными математических расчетов. Прогнозируя динамику возникновения и изменения пластических деформаций можно назначать те или иные методы, направленные на уменьшение или исключение коробления сварных конструкций. Анализ сварочных деформаций по расчетной модели температурных полей при сварке тонких пластин встык из углеродистой стали позволяет выявить направление действия внутренних напряжений и оценить изменение геометрии деталей. Влияние на конечное коробление оказывают следующие факторы: 1) масса наплавленного металла и глубина проплавления вследствие изменения зазора между заготовками; 2) чем больше провар, тем ближе прогиб к усилению шва; 3) соотношения длины шва к длине сварного образца (суммарная длина каждого из образцов в направлении поперечной оси шва): если $L_{\text{шва}}/L_{\text{образца}} \leq 1$ – финишное коробление минимальное; если $L_{\text{шва}}/L_{\text{образца}} \geq 1/5$ – прогиб в сторону корня; если $L_{\text{шва}}/L_{\text{образца}} \geq 1/2,5$ – прогиб в сторону усиления при зазоре ≥ 2 мм; если $L_{\text{шва}}/L_{\text{образца}} \geq 1/2,5$ – прогиб в сторону корня шва при зазоре ≤ 2 мм; 4) также влияние оказывает угол расхождения кромок: при сборке заготовок с зазором в корне шва 1,5 мм при угле расхождения $\alpha \approx 172^\circ$ на-

блюдается прогиб в сторону корня шва, но величина прогиба меньше по сравнению со случаем когда $L_{\phi} / L_{\text{раб}} \geq 1/2,5$.

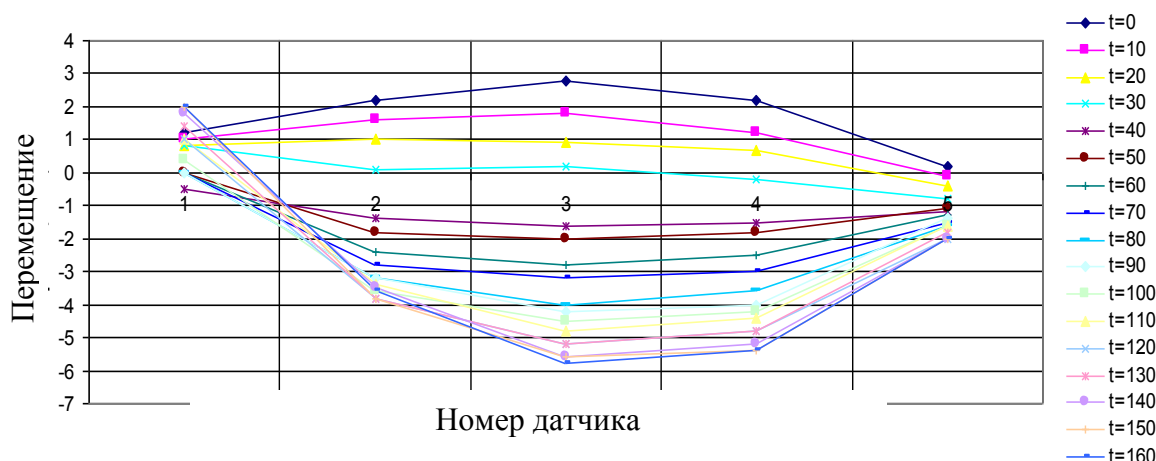


Рисунок 1 – Диаграмма кинетики деформаций при стыковой сварке

Сравнение результатов замеров прогибов сварных образцов из титанового сплава (выполненных ранее в работе [3]) с результатами замеров сварных стальных образцов и математическими расчетами деформаций в процессе сварки, показывают удовлетворительную сходимость результатов, что может служить основанием для распространения методики расчетов на сварные соединения других материалов.

Исследованиями макро- и микроструктуры металла шва сварных образцов из стали Ст3сп зон со значительными концентраторами напряжений выявлены, как структурные изменения (особенно в зоне сплавления наличие видманштетовой структуры), так и микротрещины и несплавления. В микроструктуре металла шва образцов из титанового сплава ВТ20 после холодной пластической деформации наблюдаются сдвиговые полосы (α и β фазы), которые после отжига коагулируют и округляются. Явно выраженная игольчатая структура в зоне сплавления переходит к пластинчатой форме. Интенсификация скорости охлаждения в интервале фазового превращения $\beta \rightarrow \alpha$ приводит к уменьшению толщины пластин.

Претерпевающая изменения структура металла ведет к нарушению механических и эксплуатационных свойств. Значения твердости на образцах из низкоуглеродистой стали Ст3 (рисунки 2, 3) достигают своих максимальных значений в области сварного шва, а в направлении, продольном ему, наблюдается снижение значений.

Как видно из данных рисунка 4 замеры коэрцитивной силы цифровым полуавтоматическим коэрцитиметром образцов сразу после сварки позволили построить как линейную, так и пространственную магнитогаммы, которые позволяют определить, как общий фон напряженности магнитных полей рассеивания, так и место зоны со значительными концентраторами напряжений, о чем свидетельствуют два перехода магнитных полей через 0 Н_r на участках 100 мм и 300 мм.

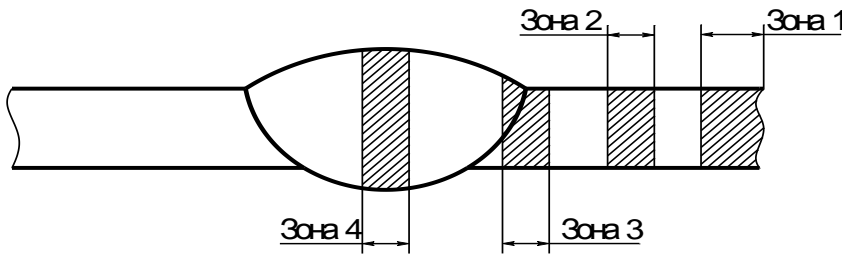


Рисунок 2 – Схема расположения участков замера микротвердости образцов

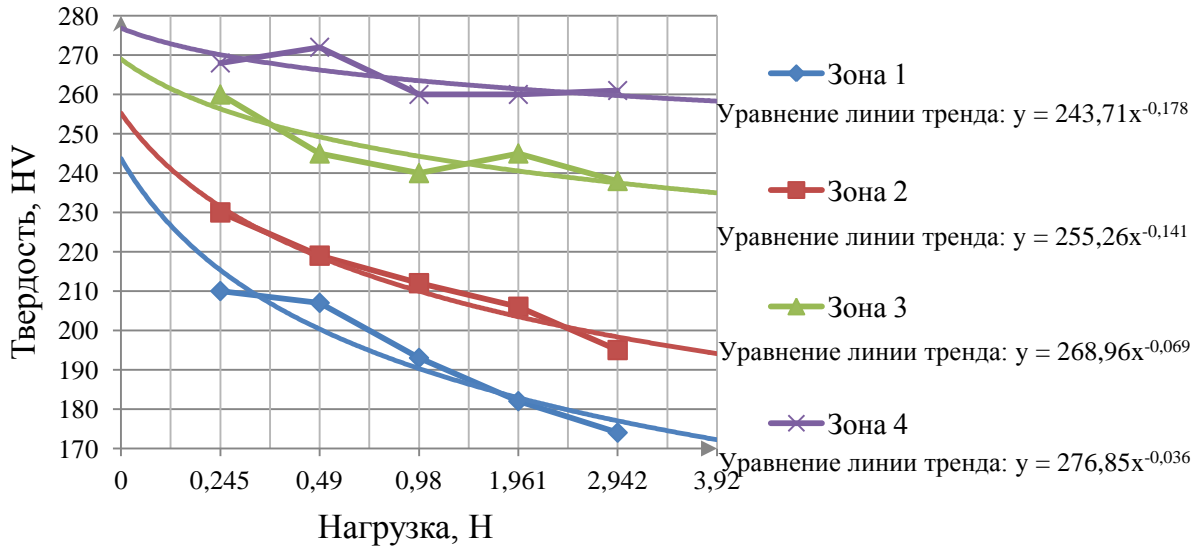


Рисунок 3 – Величина микротвердости и энергия Гиббса сварных образцов из Ст3 в зависимости от зоны замеров

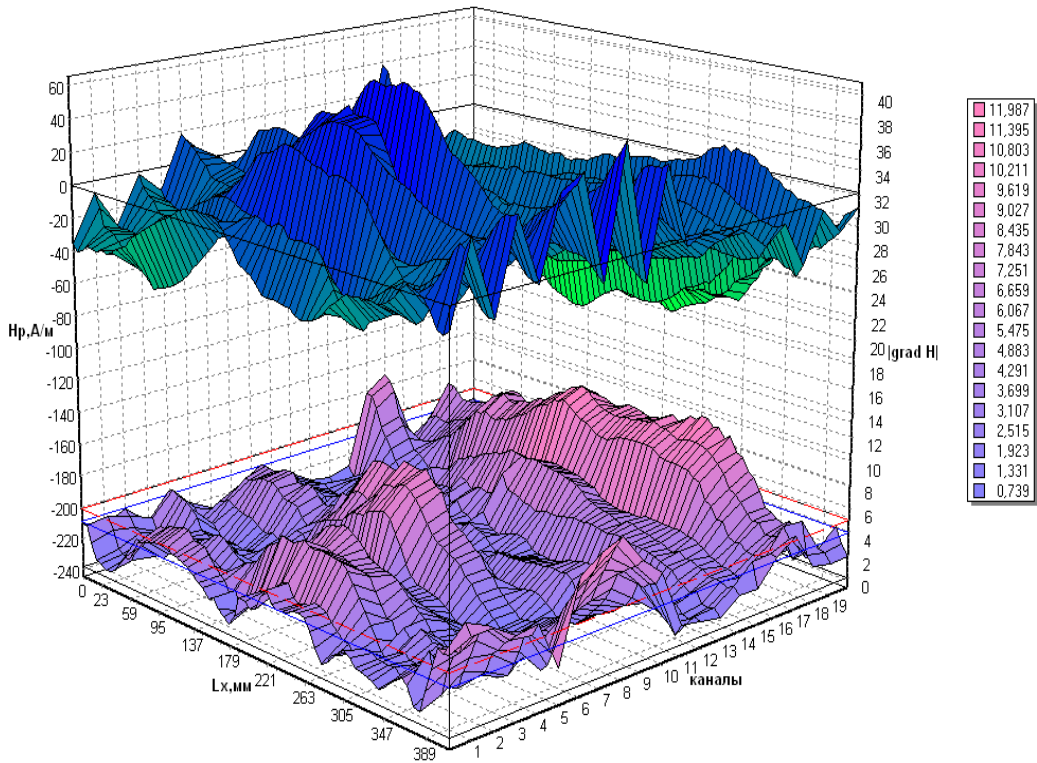


Рисунок 4 – Пространственная магнитограмма сварного образца

Как видно из данных таблицы 1 и рисунка 5 коэрцитивную силу можно использовать как параметр оценки и прогнозирования не только дефектности (остаточные напряжения, трещины), но и структурного состояния и механических свойств металла.

Исследованиями установлена удовлетворительная сходимость результатов математического расчета и экспериментальных значений деформации конструкции в процессе сварки на специальном стенде, что позволяет выявлять направление действия внутренних напряжений и оценить геометрию деталей по расчетной модели температурных полей при стыковой сварке стальных и титановых заготовок.

В заключение необходимо отметить, что в работе показана возможность использования коэрцитиметра для оценки напряженного состояния материала, его дефектность и прогнозировать структурное состояние и свойства сварных соединений.

Таблица 1 – Сравнительная оценка коэрцитивной силы и твердости сварных швов образцов из стали СтЗсп

№ образца	Коэрцитивная сила Нс, А/см		Твердость в зоне контроля, НВ	Коэрцитивная сила Нс, А/см		Твердость в зоне контроля, НВ
	Точка 1	Точка 2		Точка 3	Точка 4	
1	4,5	4,6	--	3,9	4,7	--
2	6,3	5,1	157, 158, 154	5,3	5,7	--
3	4,5	4,5	184, 179, 172	5	5,7	--
4	4,7	4,8	--	4,6	5,3	--
5	4,7	4,5	--	4,5	5,1	155, 149, 151

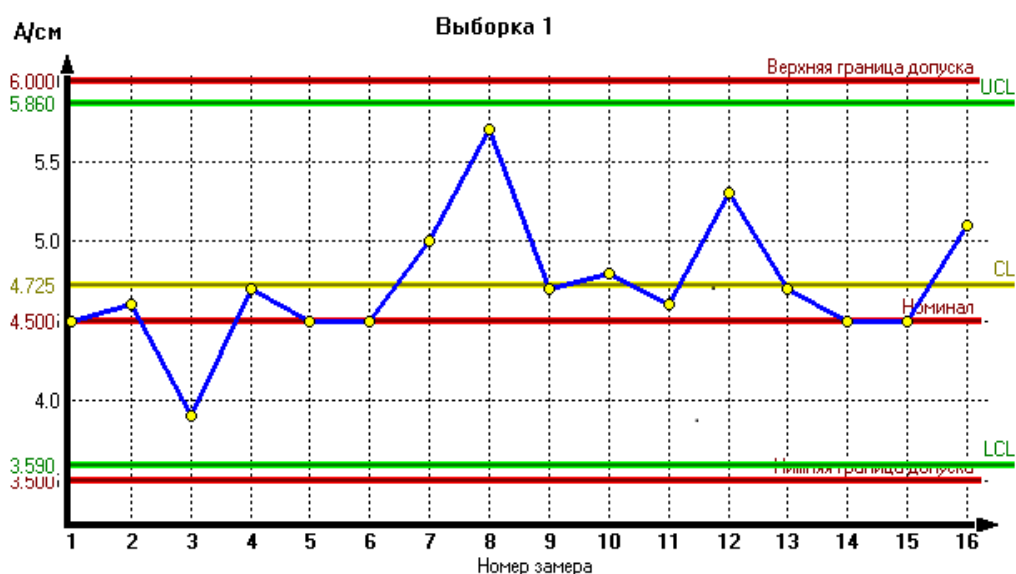


Рисунок 5 – Контрольная карта распределения значений коэрцитивной силы (H_c) по поверхности сварного шва образцов 1 – 5

Библиографический список

1. Винокуров, В.А. Теория сварочных деформаций и напряжений / В.А. Винокуров, А.Г. Григорьянц. – М.: Машиностроение, 1984. – 280 с.
2. Дебеляк А.А. Определение возможности расчета остаточных деформаций по тепловым полям при сварке тонких пластин встык / А.А. Дебеляк, В.И. Муравьев, П.В. Бахматов, // Ученые записки «КнАГТУ». – 2010. – №IV-1 (4). – С. 68 – 70.
3. Череповский, П.В. эффективность снятия остаточных напряжений в сварных титановых сплавах / П.В. Череповский, В.И. Муравьев // «Исследования и перспективные разработки в авиационной промышленности» материалы III научно-практической конференции молодых ученых и аспирантов (23 – 25 ноября 2005 г, Москва). – М.: ОАО «ОКБ Сухого». – 2005. – С. 510 – 515.

УДК 621.791.14;18

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ДИФФУЗИОННЫХ СОЕДИНЕНИЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ТРУБОПРОВОДНЫХ СИСТЕМ

Пицык В.С., Муравьев В.И.

*Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет,
г. Комсомольск-на-Амуре, ViktorSergeevich@yandex.ru, vmuravyev@mail.ru*

Трубопроводные системы, как правило, являются транспортными магистралями различных сред (пары, вода, масла, химически активные жидкости, топлива различного назначения, нефтепродукты и др.), работающие при различных температурах и давлениях, что определяет очень большую их номенклатуру. Трубопроводные системы нашли применение практически во всех технических объектах, начиная от простейших приборов общего назначения и заканчивая трубопроводными магистралями нефтеперерабатывающей промышленности и топливными или пневматическими системами воздушных судов. От грамотного конструирования этих систем во многом зависит надежность работы проектируемой системы или всего технического объекта. Не удивительно, что при проектировании данных систем возникает вопрос получения качественных неразъемных соединений, обеспечивающих высокую эксплуатационную надежность. В настоящее время наиболее распространенными методами получения неразъемных соединений являются различные способы сварки плавлением и пайки, однако они имеют целый ряд технологических и металлургических особенностей ограничивающих их применение (снижение технических и эксплуатационных характеристики вследствие образования химической и физической неоднородности соединения; возникновение сварочных напряжений; высокая вероятность образова-

ния в металле шва дефектов типа поры, трещины и включения; высокую трудоемкость и энергоемкость производства соединений). Все это актуализирует вопросы поиска альтернативных методов получения неразъемных соединений, которыми могут стать различные методы сварки давлением, основанные на процессах диффузионного взаимодействия прилегающих поверхностей деталей.

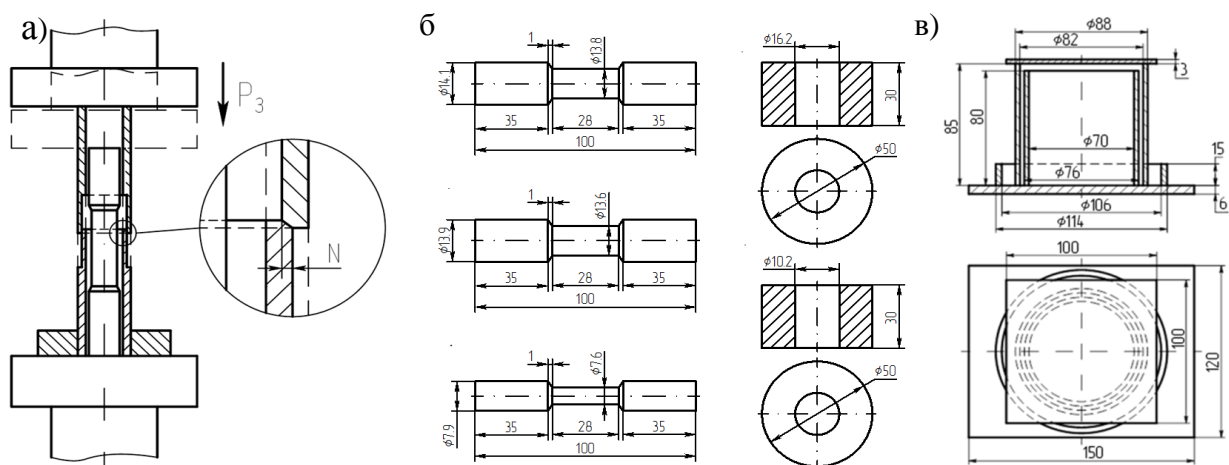
Известен способ получения неразъемных заготовок типа отверстие-вал, основанный на использовании тугий посадки и последующего диффузионного спекания [1, 2]. Отличительной особенностью данного способа является применение тугий посадки, величина натяга в которой значительно превышает традиционную ($\Delta D = \frac{D_{\text{штулки}} - D_{\text{отверстия}}}{D_{\text{штулки}}} \times 100\%$ в пределе от 1,25 до 1,85 %) для создания напряженного состояния в зоне контакта заготовок с последующей активацией процессов диффузионного взаимодействия (тепловое воздействие в автовакууме при температуре предпревращения) контактирующих поверхностей.

Экспериментальные исследования производились на заготовках из различных конструкционных материалов (ПТ7М, АМг5, 12Х18Н10Т) с использованием следующего оборудования и материалов: оптического эмиссионного анализатора Q4Matrix Analysis Results; разрывной машины Instron 3382K7046; комплекса механических прессов ИП-100 и ИП 2500; токарного станка 1Д95; нагревательной электрической печи Слон 8,2/1100; электронного микроскопа MICRO-200; растрового сканирующего электронного микроскопа Hitachi S3400N; настольного абразивного отрезного станка Delta AbrasiMet; шлифовально-полировального станка EcoMet 250 с полуавтоматической насадкой AutoMet 250; стружки из титанового сплава ПТ7М; защитной порошковой эмали ЭВТ-100, технического спирта и ацетона. Для проведения экспериментальной части исследования были разработаны принципиальная схема получения соединения (рисунок 1, а), изготовлено специальная оснастка и приспособления (рисунок 2, б, в).

На основании проведенных исследований были установлены следующие закономерности и сделаны выводы:

1) Спектральный анализ не выявил отклонений от нормативной документации в химическом составе образцов (таблица 1).

2) Анализ статистических данных дефектов сварных и паяных соединений элементов трубопроводных систем летательных аппаратов (проводился на базе КнААЗ) показал, что их основную часть составляют дефекты, обусловленные металлургическими процессами, протекающими при данных методах получения неразъемных соединений и их технологическими особенностями (основную массу дефектов для титанового и стального сварного трубопровода составили – непровар корня шва и поты, для алюминиевого сварного трубопровода – поры, трещины и непровар корня шва, для паяного титанового и стального трубопровода – непропай и несоответствие нормативной документации).



P_3 – усилие запрессовки; N – величина натяга в соединении

Рисунок 1 – Основная схема, получения соединения (а) и необходимая оснастка для запрессовки заготовок (б) и последующего спекания в автовакууме (в)

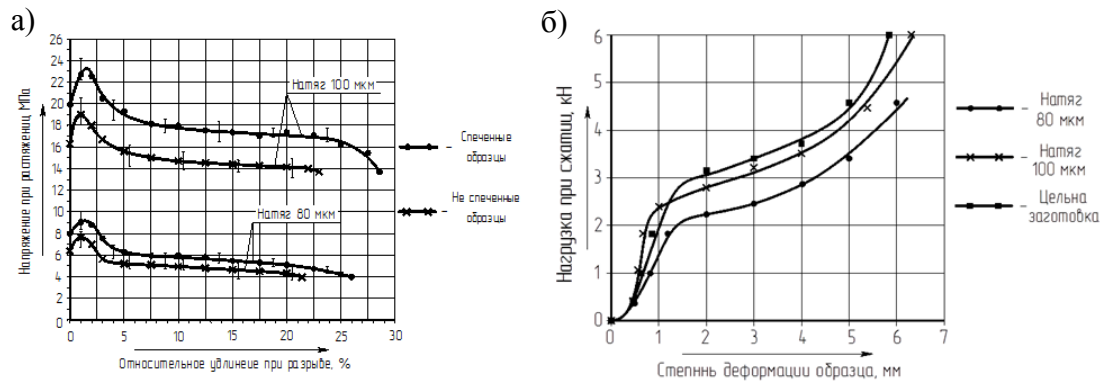
Таблица 1 – Химический состав образцов

12X18H10T											
C	Cr	Fe	Mn	Ni	P	S	Si	Ti			
0,111	18,09	69,23	1,272	9,552	0,0317	0,0015	0,531	0,567			
AMr5											
Fe	Si	Mn	Ti	Al	Cu	Be	Mg	Zn	Cr	Ni	
0,255	0,245	0,649	0,017	92,94	0,026	0,00089	5,653	0,35	0,033	0,0023	
ПТ7М											
Fe	C	Si	Ti	Al	Zr	Mn	Cr	Ni	Mo	V	W
0,053	0,017	0,012	94,67	2,364	2,490	0,01	0,021	0,013	0,066	0,0088	0,166

3) Увеличение величины натяга в соединении и последующее диффузионное спекание при прессовой посадке повышает прочность соединения. Увеличение величины натяга на 25 % повысило прочность прессового соединения более чем в два раза (рисунок 1, а). Среднее повышение прочности заготовок после диффузионного спекания на оптимальных режимах составило 24,5 %. Результаты, полученные при испытаниях на сплющивание подтверждают результаты экспериментов по растяжению образцов (рисунок 1, б).

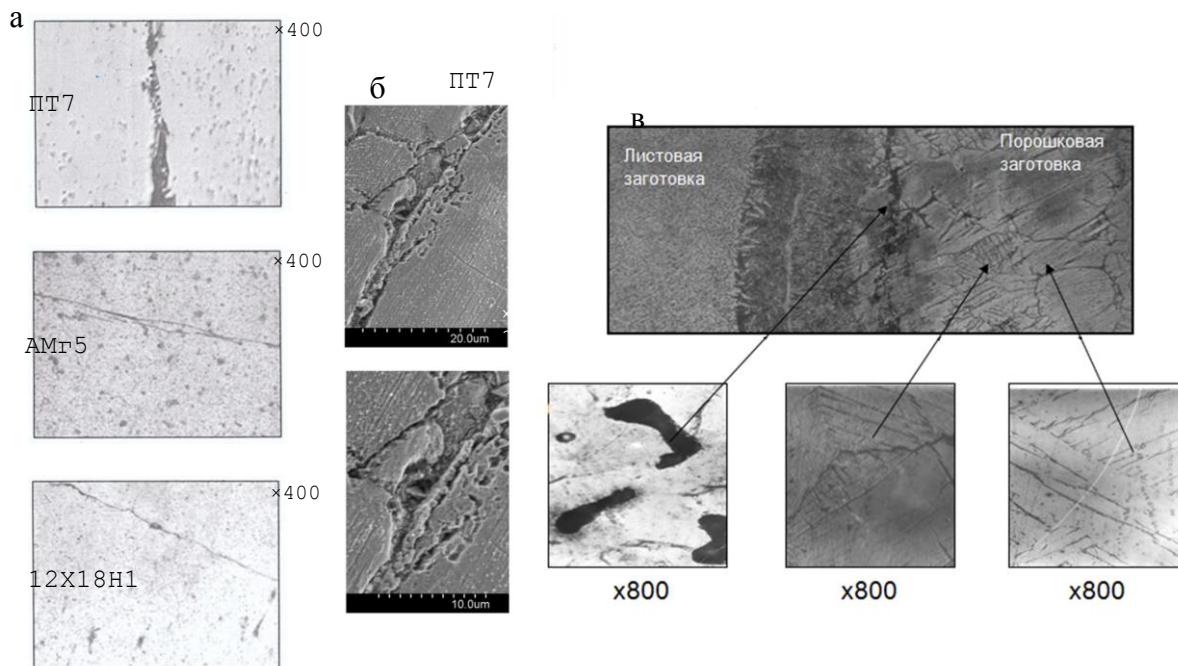
4) Анализ макро- и микроструктуры зон прессового соединения показал, что традиционные методы посадки не эффективны при получении неразъемных соединений (рисунок 2, а), однако значительное увеличение величины натяга в соединении и последующее диффузионное спекание позволяют получить участки, на которых граница раздела между заготовками исчезает полностью или практически не различима (рисунок 2, б). Результаты анализа макро- и микроструктуры приведенные в исследовании [2] подтвер-

ждают возможность получения неразъемного соединения по указанной методике на деталях типа отверстие-вал (рисунок 2, в).



а – испытания на разрыв; б – испытания на сплющивание

Рисунок 1 – Влияние величины натяга и диффузионного спекания на прочность прессового соединения образцов из стали 12Х18Н10Т



а – традиционные методы посадки; б – значительное увеличение натяга, диффузионное спекание; в – макро- и микроструктура зоны соединения холоднопрессованной штампованной заготовки из 2М2А и заготовки из ВТ 20

Рисунок 2 – Микроструктура образцов:

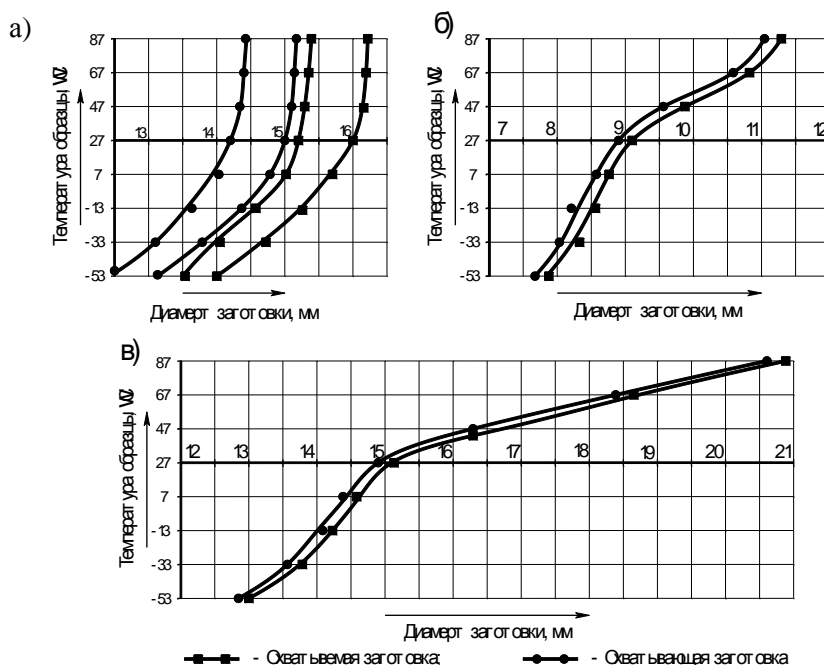
5) Для повышения интенсификации процесса образования физическо-го контакта необходимо обеспечить высокую чистоту контактирующих поверхностей образцов [3].

б) Предварительное термическое воздействие на заготовки (охлаждение или нагрев) может быть использовано как метод управления геометри-

ческими параметрами заготовок (рисунок 3). Однако применение предварительного термовоздействия на тонколистовые детали недостаточно эффективно из-за высокой скорости выравнивания и нормализации температуры в общем объеме заготовки.

Общим выводом из проведенных исследований является установленная возможность применения метода тугой посадки с последующим диффузионным спеканием при получении неразъемных соединений, кроме того результаты исследований [2] (рис. 2, табл. 1) говорят о перспективности данного метода, поскольку он позволяет получить неразъемные соединения с эксплуатационными характеристиками превышающими характеристики основного материала. На основании результатов, проведенных экспериментов были определены основные направления повышения качества соединения. Среди них: увеличение величины натяга в соединении; повышение чистоты прилегающих поверхностей; применение различных методов активации и интенсификации процессов объемного взаимодействия; повышение степени вакуума при спекании образцов. Также на основании результатов исследований были определены основные направления дальнейших исследований:

- проектирование и разработка оснастки, которая позволила бы повысить универсальность процесса и его применение в монтажных условиях;
- оптимизация основных параметров заготовок, обеспечивающих оптимальные условия для получения надежного неразъемного соединения;
- поиск новых способов активации процессов диффузионного взаимодействия контактирующих поверхностей заготовок, а так же поиск оптимальных параметров уже выбранных методов.



а – образцы из ПТ7М; б – образцы из 12Х18Н9Т; в – заготовки из АМгб

Рисунок 3 – Характер изменения размеров заготовок в зависимости от температуры заготовки

Библиографический список

1. Муравьев В.И., Бахматов П.В., Мелкоступов К.А., Евстигнеев А.А. Способ соединения заготовок вал-втулка. Патент № RU 2488475 С2. Заявл. 07.11.2011 2011140821/02. Опуб. 27.07.2013. Бюл. №21.
2. Муравьев, В.И. Исследование влияния диффузионных процессов взаимодействия порошковых частиц сплава 2М2А и листовых заготовок из сплава ВТ20 на свойства композиционных конструкций / В.И. Муравьев, А.Ф. Мельничук, П.В. Бахматов // Заготовительные производства в машиностроении. – 2011. – №1. – С. 42-45.
3. Люшенский, А.В. Диффузионная сварка разнородных материалов: учеб. пособие для студ. высш. учеб. заведения / А.В. Люшенский. – М.: Издат. центр «Академик», 2006. – 208 с.

АВТОМАТИЗАЦИЯ. ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ

УДК 658.011.56:658.8

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ ПО УЧЕТУ МАТЕРИАЛОВ И ТЕХНИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ПРЕДПРИЯТИИ ООО «РЕМСВАРСЕРВИС»

ГРИСМАН С.С., ПАДАЛКО А.Г.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, s.s.grisman@mail.ru*

В наш век компьютеризации неудивительно, что многие крупные и малые предприятия задумываются об автоматизации рабочих процессов. Если раньше автоматизация бизнеса, как правило, волновала лишь крупные предприятия, то сегодня автоматизация малого бизнеса – такое же обычное явление [1, С. 8-9].

Общество с ограниченной ответственностью «РЕМСВАРСЕРВИС» было создано 16 июля 2009 года, с целью получения прибыли от его предпринимательской деятельности. Основной вид деятельности данного предприятия - это высокотехнологичный ремонт сложных металлоконструкций. Следует отметить, что данное предприятие ведет свою деятельность не только стационарно, но и с выездом на место ремонта, а характер работы таков, что помимо плановых заказов, принимаются и срочные, которые необходимо спланировать в кратчайшие сроки, поскольку, как известно время - деньги. Но, несмотря на все сложности организации деятельности на данном предприятии отсутствует единая автоматизированная система управления бизнесом. Из вышесказанного можно сделать вывод, что вопрос автоматизации

для данного предприятия является актуальным, поэтому была поставлена цель - спроектировать информационную систему по учету материалов и оборудования на предприятии ООО «РЕМСВАРСЕРВИС».

Также были сформулированы задачи, которые должна решать проектируемая информационная система:

- автоматизированный учет поставок основных расходных материалов на предприятие;
- отслеживание затрат материалов в ходе выполнения заказов;
- отслеживать местонахождение и работоспособность основного оборудования предприятия;
- информировать об остатках материалов на складе;
- формировать рейтинг наиболее часто используемых материалов.

Предполагается, что работу с системой будут осуществлять люди, занятые непосредственно координированием основного технологического процесса, а именно директор по производству и его заместитель, главный технолог и начальник цеха.

Было принято решения разрабатывать информационную систему автоматизации работы по учету материалов и оборудования на предприятии ООО «РЕМСВАРСЕРВИС» на базе 1С: Предприятие 8.1.

1С: Предприятие программный продукт компании 1С, предназначенный для быстрой разработки прикладных решений. Технологическая платформа «1С: Предприятие» не является программным продуктом для использования конечными пользователями, которые обычно работают с одним из многих прикладных решений (конфигураций), использующих единую технологическую платформу. Платформа и прикладные решения, разработанные на её основе, образуют систему программ «1С:Предприятие», которая предназначена для автоматизации различных видов деятельности, включая решение задач автоматизации учёта и управления на предприятии (КИС) [2, С. 15].

Основными преимуществами 1С: Предприятие являются:

- Непосредственное предназначение платформы 1С:Предприятие для быстрой разработки прикладных решений и автоматизации бизнеса;
- Наличие в 1С: Предприятие визуальных средств конфигурирования;
- Частичная замена конфигурированием кодирования;
- Наличие встроенного языка для реализации произвольной бизнес-логики;
- Наличие возможности дальнейшей доработки системы.

При разработке системы были использованы такие объекты конфигурации как справочники, документы, регистры сведений и накопления.

Объект конфигурации Справочник является прикладным и предназначен для работы со списками данных и используется для того, чтобы на его основе платформа создала в базе данных информационную структуру.

Справочник состоит из элементов. Характерной особенностью данного объекта конфигурации является то, что пользователь в процессе работы мо-

жет самостоятельно добавлять новые элементы в справочник [3, С. 12-15].

В спроектированной системе были созданы следующие справочники:

– «ЕдиницыИзмерения» – содержит перечень единиц измерения номенклатуры;

– «Номенклатура» – содержит перечень номенклатуры. Тип данного справочника иерархический, что позволяет создавать классификацию номенклатуры в зависимости от вида.

– «Клиенты» – содержит перечень клиентов предприятия ООО «РЕМСВАРСЕРВИС». Включает в себя основные данные о клиенте, такие как фамилия, имя, отчество, адрес, электронную почту и контактный телефон;

– «Сотрудники» - содержит перечень сотрудников предприятия и его должность;

– «ОборудованиеПредприятия» содержит информацию о единицах оборудования предприятия ООО «РЕМСВАРСЕРВИС». С помощью данного справочника имеется возможность просмотра состояния и местоположения конкретной единицы оборудования.

Объект конфигурации Документ также является прикладным и предназначен для описания информации о совершенных хозяйственных операциях или о событиях, произошедших в жизни организации вообще.

Характерной особенностью данного объекта является то, что в процессе работы пользователь может самостоятельно создавать новые объекты этой структуры – новые документы [4, С. 27].

Свойства документа отличаются от свойств всех остальных объектов базы данных. Документ обладает способностью проведения. Факт проведения документа означает, что событие, которое он отражает, повлияло на состояние учета. До тех пор, пока документ не проведен, состояние учета неизменно, и документ – не более чем черновик, заготовка. Как только документ будет проведен – изменения, вносимые документом в учет, могут вступить в силу и состояние учета может быть изменено [3, С. 45].

Поскольку документ вносит изменения в состояние учета, он всегда «привязан» к конкретному моменту времени. Это позволяет отражать в базе данных фактическую последовательность событий.

В системе присутствуют следующие документы:

– «ОказаниеУслуги» – учитывает количество и цену израсходованных материалов в ходе выполнения конкретного заказа;

– «ПриходнаяНакладнаяМатериалов» – служит для учета прихода материалов на склад;

– «ВыдачаМатериалов» – служит для учета выданных материалов;

– «ВыдачаОборудования» и «ВозвратОборудования» – служит для учета выдачи и возврата конкретных единиц оборудования предприятия.

Объект конфигурации Регистр сведений является прикладным и предназначен для описания структуры хранения данных в разрезе нескольких измерений. На основе объекта конфигурации Регистр сведений платформа соз-

дает в базе данных информационную структуру, в которой может храниться произвольная информация, «привязанная» к набору измерений. Важной особенностью регистра сведений является его способность (при необходимости) хранить данные с привязкой ко времени. Благодаря этому регистр сведений может хранить не только актуальные значения данных, но и историю их изменения во времени [2, С. 56-57].

В системе необходимо хранить информацию о ценах расходных материалов и состоянии оборудования, для этого присутствуют регистры сведений «ЦеныРеализации» и «СостояниеОборудования».

Объект конфигурации Регистр Накопления является прикладным и предназначен для описания структуры накопления данных. На основе объекта конфигурации Регистр накопления платформа создает в базе данных информационную структуру, в которой будут накапливаться данные, «поставляемые» различными объектами базы данных. Эти данные будут храниться в регистре в виде отдельных записей, каждая из которых имеет одинаковую, заданную в конфигураторе структуру [2, С. 74-75].

Отличительной особенностью регистра накопления является то, что он не предназначен для интерактивного редактирования пользователем. Разработчик может при необходимости предоставить пользователю возможность редактировать регистр накопления, но предназначение регистра накопления заключается в том, чтобы его модификация производилась на основе алгоритмов работы других объектов базы данных, а не в результате непосредственных действий пользователя [4, С. 45-47].

Спроектированная конфигурация учитывает движение на складе, хранить информацию о зарезервированных материалах и суммах, полученных за материалы. Для реализации вышеперечисленных целей в системе используются следующие регистры накопления «ОстаткиНаСкладе», «ОстаткиМатериаловРаспределенные» и «ПодачаМатериалов».

Для предприятия ООО «РЕМСВАРСЕРВИС» особый интерес представляет анализ остатков на складе и рейтинг наиболее часто используемых материалов. Данный анализ можно провести с помощью спроектированной системы, используя отчеты «ОстаткиМатериаловНаСкладе» (рисунок 1) и «СтатистикаРасходаМатериалов» (рисунок 2).

Разработанная информационная система по учету материалов и технического оборудования на предприятии ООО «РЕМСВАРСЕРВИС», автоматизирует лишь часть деятельности предприятия. Поэтому в дальнейшем предполагается доработка данной системы до полноценной, в которой будут присутствовать следующие возможности:

- Планирование графиков работы работников предприятия;
- Учет отработанного времени и выполненных работ;
- Автоматизированный расчет заработной платы;
- Ведение статистики наиболее выгодных заказчиков;
- Автоматизированный расчет стоимости выполнения работ в зависимости от их сложности и условий работы.

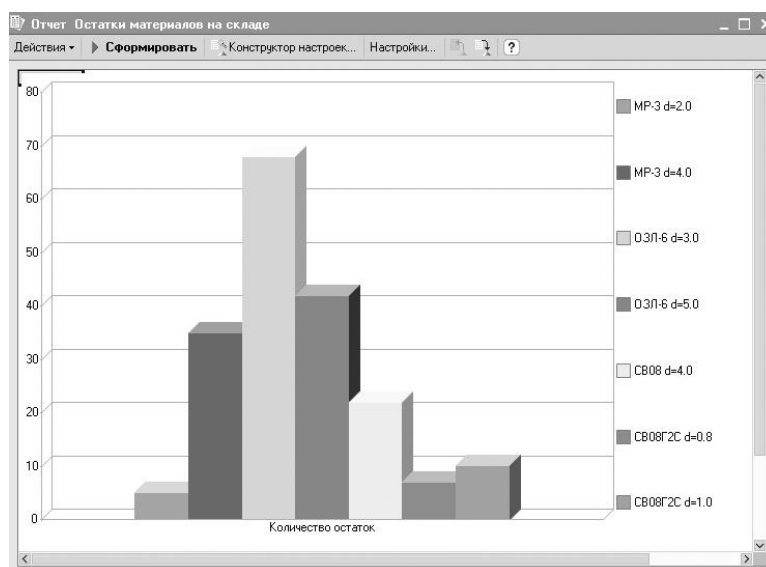


Рисунок 1 – Отчет «ОстаткиМатериаловНаСкладе»
в режиме 1С: Предприятие

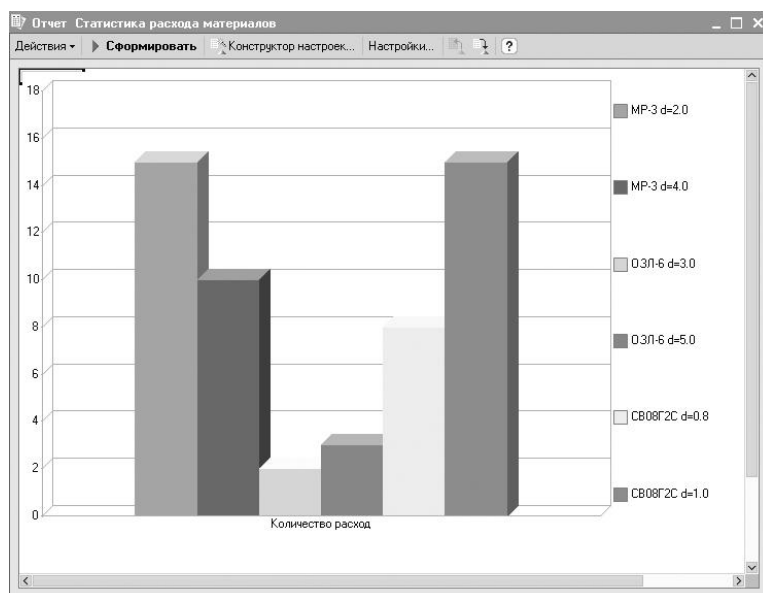


Рисунок 2 – Отчет «СтатистикаРасходаМатериалов»
в режиме 1С: Предприятие

Библиографический список

- Вдовенко Л.А. 1С Информационная система предприятия [Текст] / Л. А. Вдовенко. – М. : Инфра-М, 2010. - 240 с.
- Кашаев С.М. Программирование в 1С: Предприятие 8.0 [Текст]: самоучитель/ С. М. Кашаев. - М. : Вильямс, 2009. - 368 с.
- Несвижский В.А. 1С:Предприятие 8.0. Приемы программирования [Текст]: самоучитель / В. А. Несвижский. – П. : БХВ-Петербург, 2007. - 512 с.
- Сорокин А.В. Программирование в 1С: Предприятие 8.0 [Текст]: самоучитель/ А. В. Сорокин. - М. : ДМК Пресс, 2007. - 272 с.

ЗАДАЧИ ИЗМЕРЕНИЯ И ИДЕНТИФИКАЦИИ В ИНФОРМАЦИОННО-УПРАВЛЯЮЩИХ СИСТЕМАХ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

Островляничик В.Ю., Поползин И.Ю.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, eidoline@yandex.ru, viktor.ostrovlyanchik@yandex.ru*

Автоматизированные электроприводы (АЭП) горно-металлургического комплекса являются сложными и ответственными устройствами. Важными задачами при проектировании информационно-управляющих систем для таких электроприводов являются измерение параметров электропривода и его идентификация.

АЭП описывается множеством параметров, не все из которых поддаются прямому измерению. Такие параметры должны рассчитываться на основании параметров, поддающихся измерению.

Таким образом, ИУС должна:

- Обеспечивать измерение и регистрацию всех необходимых параметров;
- Обеспечивать идентификацию АЭП в объеме, необходимом для решения конкретной задачи;
- Обеспечивать необходимые защиты и сигнализации.

Рассмотрим развернутую функциональную схему ИУС на базе промышленного ПК. В качестве входа ИУС будем рассматривать датчики и измерительные платы.

В качестве основного канала ИУС будем рассматривать канал визуализации (принципиально каналы отличаются лишь конечным оборудованием, что видно из рисунка 1).

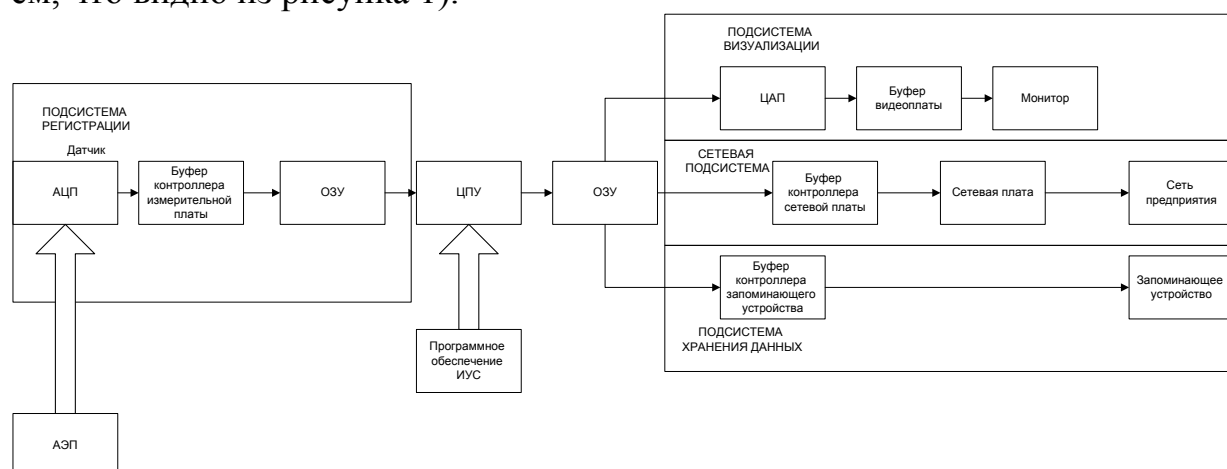


Рисунок 1 – Развернутая функциональная схема ИУС АЭП
на базе промышленного ПК

Построим математическую модель ИУС в виде структурной схемы. Для этого получим передаточные функции звеньев системы:

1) Аналого-цифровой и цифро-аналоговый преобразователи (АЦП и ЦАП) представляют собой масштабные звенья, работающие с задержкой, определяемой периодом дискретизации. Как известно из теории автоматического управления, такие звенья с достаточно малой погрешностью можно представить в виде апериодического звена 1-го порядка с постоянной времени, равной периоду дискретизации, т.е.:

$$W_{АЦП}(p) = \frac{k_{АЦП}}{T_{АЦП} p + 1}, \quad (1)$$

$$W_{ЦАП}(p) = \frac{k_{ЦАП}}{T_{ЦАП} p + 1}. \quad (2)$$

2) Буферы контроллеров по своему функциональному назначению и принципу работы представляют собой звенья чистого запаздывания, которое определяется быстродействием буфера $\tau_{буф}$:

$$W_{буф}(p) = e^{-\tau_{буф} p} \quad (3)$$

3) Оперативная память (ОЗУ) также представляет собой звено чистого запаздывания:

$$W_{ОЗУ}(p) = e^{-\tau_{ОЗУ} p} \quad (4)$$

4) Технически ЦПУ представляет собой устройство, обрабатывающее данные под управлением программного обеспечения с определенной задержкой. Поэтому, абстрагируясь от методов обработки данных, представим ЦПУ в качестве звена чистого запаздывания, определяемого параметрами процессора:

$$W_{ЦПУ}(p) = e^{-\tau_{ЦПУ} p} \quad (5)$$

Используя указанные передаточные функции звеньев, составим структурную схему ИУС:

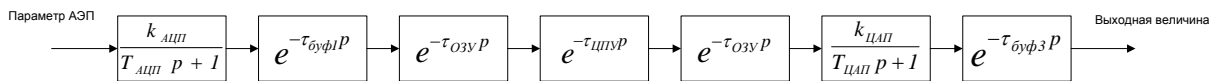


Рисунок 2 – Структурная схема ИУС

Исходя из данной структурной схемы, получим передаточную функцию ИУС:

$$W_{ИУС}(p) = \frac{k_{АЦП} k_{ЦАП} e^{-(\tau_{буф1} + \tau_{буф2} + \tau_{буф3} + \tau_{ЦПУ} + 2\tau_{ОЗУ})p}}{T_{АЦП} T_{ЦАП} p^2 + (T_{АЦП} + T_{ЦАП})p + 1} \quad (6)$$

Исходя из того, что частота дискретизации АЦП как правило, равна

таковой для ЦАП и задается программно, преобразуем (6):

$$W_{ИУС}(p) = |T_{АЦП} = T_{ЦАП} = T_{дискр} = var_{ПРОГ}| = \frac{k_{АЦП} k_{ЦАП} e^{-(\tau_{быф1} + \tau_{быф2} + \tau_{быф3} + \tau_{ЦПУ} + 2\tau_{ОЗВ})p}}{T_{дискр} p^2 + 2T_{дискр} p + 1} \quad (7)$$

Динамические свойства ИУС определяются, с одной стороны, выбранным программно периодом (или частотой) дискретизации $T_{дискр}$, с другой – временем задержки $(\tau_{быф1} + \tau_{быф2} + \tau_{быф3} + \tau_{ЦПУ} + 2\tau_{ОЗВ})$. Частотой дискретизации можно управлять программно, время задержки же определяется исключительно конструктивными свойствами элементов ИУС. Таким образом, достижение оптимального быстродействия ИУС должно достигаться программным методом. Отметим, что задача измерения параметров АЭП неразрывно связана с задачей его идентификации.

Важность задачи идентификации определяется ее дуальностью к задаче управления системой: управление явно или неявно неидентифицированной системой невозможно [Гроп]. Таким образом, задача идентификации системы является базовой по отношению к задаче управления. Определимся с содержанием понятия «идентификация».

Согласно [Сейдж, Мелса], идентификация системы – это, в общем случае, определение внешних факторов, влияющих на прошлое, настоящее и будущее системы с последующим построением математической модели системы. Следует отметить, что это определение носит достаточно обобщенный характер. Для наших целей удобнее пользоваться определением идентификации системы в режиме нормальной работы, данным Я. З. Цыпкиным в работе [Информационная теория идентификации]: идентификация системы заключается в установлении параметров математической модели системы на основе наблюдаемых входных воздействий и выходных величин системы.

Отметим, что определение Я.З. Цыпкина относится к системам с неизвестной внутренней структурой, рассматриваемым в соответствии с принципом «черного ящика». Системы электропривода имеют хорошо изученную внутреннюю структуру и установленные математические связи между входными и выходными параметрами. Параметры же системы электропривода делятся на доступные измерению и недоступные измерению. Кроме того, для задач технологических процессов зачастую требуется контроль только некоторых параметров системы АЭП. Таким образом, для целей анализа и синтеза ИУС АЭП задачу идентификации можно сформулировать иным образом: идентификация системы АЭП состоит в определении необходимых для ИУС неизмеряемых непосредственно параметров АЭП через их связь с измеряемыми.

Библиографический список

1. Гроп Д. Методы идентификации систем [Текст] / Д. Гроп, Е.И. Кринецкий. – М.: Мир, 1979. – 302 с.

2. Островляничик В.Ю. Автоматический электропривод постоянного тока горно-металлургического производства [Текст] / В. Ю. Островляничик. – Новокузнецк: Издательский центр СибГИУ, 2004. – 383 с.
3. Сейдж Э.П., Мелса Дж. Л. Идентификация систем управления [Текст] / Э. П. Сейдж. – М.: Наука, 1974. – 248 с.
4. Цыпкин Я.З. Информационная теория идентификации [Текст] / Я.З. Цыпкин. – М.: Наука, 1995. – 336 с.

УДК 004.771

КЛИЕНТ-СЕРВЕРНОЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ, КАК РЕСУРС ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ

Кочкин А.А. Калашников С. Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Kolipass@mail.ru*

Удаленный доступ к информации востребован во многих ситуациях использования информационной системы. Внешними потребителями могут выступать другие информационные системы, которым они могут быть востребованы для решения задач планирования и принятия решений. Например, каждой стороне системы класса В2В (англ. Business to Business, буквально бизнес для бизнеса) требуется знать актуальную информацию о противоположной стороне (текущее состояние запасов или текущие потребности сырья) для эффективного функционирования алгоритмов планирования и принятия решений.

Но помимо систем, часто требуется информация об объекте человеку, который находится в отдалении от этого объекта. Решения данной задачи многообразны. Одним из таких решений является использование мобильного клиента у человека и доступа к данным от системы.

Под клиентом подразумевается мобильное приложение, а под сервером – веб-сервис. Клиент, которым обычно является веб-браузер, передает веб-серверу запросы на получение ресурсов, обозначенных URL-адресами. Клиентом на мобильном телефоне может выступать только специализированное приложение, адаптированное под взаимодействие с конкретным сервером.

Основные преимущества мобильного клиента перед веб клиентом (браузером):

- Отображение данных в доступной, удобной форме, соответствующей характеристикам устройства;

- Получение и обработка данных должны быть оптимизированы к повышению производительности;

- Полученные от сервера данные желательно локально сохранять для

того, чтобы снизить количество возможных запросов на сервер.

Мобильный клиент так же, как и веб клиент отправляет запросы к серверу, а сервер обрабатывает их и высылает ответ. Отличия реализаций в том, что мобильный клиент имеет в своем распоряжении больше информации об возможных ответах сервера, что позволяет оптимизировать быстрдействие. В свою же очередь сервер может оптимизировать выдачу для мобильных клиентов удобнее, без «информационного мусора», нужного браузеру для корректной работы.

Взаимодействие мобильного клиента и сервера проиллюстрировано на рисунке 1.



Рисунок 1 – Визуальное представление схемы запрос-ответ

Как видно из данного рисунка, клиент отправляет запрос серверу по средствам каналов связи интернет, а сервер, в свою очередь, отправляет ответ.

Основной задачей, решаемой данным подходом является расширение аудитории за счет увеличения доли пользователей с мобильных телефонов [2].

В мобильном секторе пользователей имеется целый ряд специфичных проблем:

- 1) Размеры экрана не всегда велики, что обязывает адаптировать данные в удобную компактную форму;
- 2) Мобильный интернет дорог;
- 3) Мобильный интернет не постоянен;
- 4) Вычислительные мощности телефонов пока еще не равны вычислительным мощностям полноценных компьютеров.

Часть проблем можно решить непосредственно на сервере, создав специальную версию сервиса для мобильных устройств, но проблему с непостоянством интернета данное решение не охватывает [3].

Решение данной проблемы должно удовлетворять следующим потребностям системы: Данные должны быть максимально актуальны, доступ к данным должен быть мгновенным или с незначительными задержками, данные должны быть удобны для восприятия с небольших экранов.

Далее рационально привести список требований к серверу и клиенту

такого сервиса.

Сервер:

- 1) Предоставление данных из каталога на чтение
- 2) Данные должны быть максимально актуальны. Оптимальный вариант: предоставлять одинаковую версию данных, что и на сайте.
- 3) Данные должны быть максимально оптимизированы: четкая структура, ограниченный набор записей за запрос, максимальная дискретность набора и возможность получения единицы данных за один запрос.
- 4) Время отклика сервера, соответственно, как можно меньше.

Клиент:

- 1) Отображение данных в доступной, удобной форме, соответствующей характеристикам устройства.
- 2) Получение и обработка данных должны быть оптимизированы к повышению производительности.
- 3) Полученные от сервера данные желательно локально сохранять для того, чтобы снизить количество возможных запросов на сервер.

Если во время эксплуатации программы произошел разрыв соединения с сетью интернет, крайне желательно, чтобы приложение могло функционировать, используя заранее полученные данные, пусть и не самые актуальные.

Самый объемный и архитектурно сложный пункт разработки серверной среды это как раз проектирование протокола обмена данными между клиентом и сервером.

Оптимально за контейнер для данных использовать JSON за его малый объем служебных символов. Формат XML удобнее читается с экрана, но данный формат имеет значительное количество служебных символов.

Постраничное разделение наборов записей одних сущностей крайне удобно в данной ситуации: пользователь получает данные порциями и избавлен от длительного ожидания полной загрузки/обработки набора данных. Клиентская часть обязательно должна соответствовать рекомендациям по дизайну интерфейса [3].

Если происходит разрыв соединения с сетью, сеть не стабильна или просто дорога, то приложение переводится в «режим оффлайн». Данные в этом режиме берутся непосредственно из локального хранилища – оптимальная скорость доступа, но, конечно же, теряется гарантия текущей актуальности имеющихся данных.

Проблемы данного решения в следующем:

- 1) Требуется следить за актуальность данных на клиенте и уведомлять об этом пользователя;
- 2) Требуются дополнительные вычислительные мощности на сервере;
- 3) Структура и тип данных, предоставляемых сервером, должны изменяться при развитии сервиса, что требует дополнительного человеческого ресурса на сопровождение и развитие, как сервера, так и клиента.

Библиографический список

1. Билл Лазарь. Клиент-сервер стремится в Сеть. «Журнал сетевых решений/LAN», № 05, 1996
2. Reto Meier. Professional Android 2 Application Development. – United Kingdom.: Wrox press, 2010-. 580 с.
3. Ken Yarmosh. App Savvy: Turning Ideas into iPad and iPhone Apps Customers Really Wantt. – United States.: Orelly press, 2011-. 384 с.
4. Александр Бабаев. Сервер для самых маленьких [Электронный ресурс] : описываются основные принципы разработки «правильного» серверного окружения для мобильного приложения. Режим доступа : <http://2013.codefest.ru/doklad/63> . – Загл. С экрана.

УДК 621.395.74.004.4

ЗАЩИТА ТЕЛЕФОННЫХ СЕТЕЙ ОТ НЕСАНКЦИОНИРОВАННОГО ДОСТУПА

МАЛОМЫЖЕВА О.А., ПАДАЛКО А.Г.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, whi&aper270@gmail.com*

Применение вычислительных средств в системе управления государственных и коммерческих структур требует наличия мощных систем обработки и передачи данных. Решение этой задачи привело к созданию единой инфраструктуры. Ее использование позволило людям, имеющим компьютер и модем, получить доступ к информации крупнейших библиотек и баз данных мира, оперативно выполнять сложнейшие расчеты, быстро обмениваться информацией с другими респондентами сети независимо от расстояния и страны проживания.

Но такие системы повлекли ряд проблем, одна из которых – безопасность обработки и передачи данных. Особенно «беззащитными» оказались данные, передаваемые в глобальных телекоммуникационных сетях.

Угроза – это возможность возникновения такой ситуации, следствием которой может стать нарушение безопасности информации. Угрозы информационной безопасности могут возникать на разных этапах жизненного цикла информационных систем и со стороны разных источников. Попытки реализации угроз информации называется информационными атаками на системы или просто атаками.

Характер происхождения угроз определяется типом каналов связи, по которым передается информация, способам воздействия угроз на объекта информационной безопасности, а также причинами, обстоятельствами и условиями дестабилизирующего воздействия на информацию [2. С. 45-73].

Носителями угроз безопасности информации являются источники угроз. Источники угроз могут использовать уязвимости для нарушения безо-

пасности информации, получения незаконной выгоды. Кроме того, возможно не злонамеренные действия источников угроз по активизации тех или иных уязвимостей, наносящих вред. В качестве источников угроз могут выступать как субъекты, так и объективные проявления.

Проблема определения требований к защите информации в автоматизированных системах ее обработки возникла практически одновременно с самой проблемой защиты. Система защиты строилась таким образом, чтобы возможности несанкционированного получения защищаемой информации практически были исключены. В условиях же автоматизированной обработки существует большое количество таких каналов несанкционированного получения информации, которые не могут быть перекрыты без применения специфических технических и программно – аппаратных средств. Соответственно возникла необходимость определения требований к системам защиты информации [3, С. 85-126].

Система защиты информации в самом общем виде может быть определена как организованная совокупность всех средств, методов и мероприятий, выделяемых в автоматизированных системах обработки данных для решения в ней выбранных задач защиты.

Средства защиты информации можно разделить на:

1. Средства, предназначенные для защиты информации. Эти средства не предназначены для непосредственной обработки, хранения, накопления и передачи защищаемой информации, но находящиеся в одном помещении с ними.

2. Средства, предназначенные для непосредственной обработки, хранения, накопления и передачи защищаемой информации, изготовленные в защищенном исполнении.

3. Средства, предназначенные для контроля эффективности защиты информации.

Безопасность связи при передаче речевых сообщений основывается на использовании большого количества различных методов закрытия сообщений, меняющих характеристики речи таким образом, что она становится неразборчивой и неузнаваемой для подслушивающего лица, перехватившего закрытое сообщение. При этом оно занимает ту же полосу частот, что и открытый сигнал.

В речевых системах связи известны два основных метода закрытия речевых сигналов, разделяющихся по способу передачи по каналам связи: аналоговое скремблирование и дискретизация речи с последующим шифрованием (цифровое скремблирование). Под скремблированием понимают изменение характеристик речевого сигнала таким образом, чтобы полученный сигнал, становился неразборчивым и неузнаваемым, занимая ту же полосу спектра, что и исходный. При использовании скремблера обеспечивается защита телефонных переговоров от любых средств съема информации. Скремблеры не защищают телефонную линию от получения акустической информации из помещения в промежутках между переговорами [5, С. 85-93].

Наибольшая часть аппаратуры засекречивания речевых сигналов использует в настоящее время метод аналогового скремблирования, поскольку, во-первых, это дешевле, во-вторых, эта аппаратура применяется в большинстве случаев в стандартных телефонных каналах с полосой 3 кГц, в-третьих, обеспечивается коммерческое качество дешифрованной речи и, в-четвертых, гарантируется достаточно высокая стойкость закрытия.

Аналоговые скремблеры преобразуют исходный речевой сигнал посредством изменения его амплитудных, частотных и временных параметров в различных комбинациях. Скремблированный сигнал может затем быть передан по каналу связи в той же полосе частот, как и исходный, открытый. Как правило, все перестановки каким-либо образом выделенных сегментов или участков речи во временной и/или в частотной областях осуществляются по закону псевдослучайной последовательности, вырабатываемой шифратором по ключу, меняющемуся от одного речевого сообщения к другому.

На стороне приемника выполняется дешифрование цифровых кодов, полученных из канала связи, и преобразование в аналоговую форму. Системы, работа которых основана на таком методе, являются достаточно сложными, поскольку для обеспечения высокого качества передаваемой речи требуется высокая частота дискретизации входного аналогового сигнала и соответственно высокая скорость передачи данных, по каналу связи. Возможно преобразование речевого сигнала по трем параметрам: амплитуде, частоте и времени. Считается, что использовать амплитуду нецелесообразно, так как изменяющиеся во времени затухание канала и отношение сигнал/шум делают чрезвычайно сложным точное восстановление амплитуды переданного сигнала. Практическое применение получило только частотное и временное скремблирование и их комбинации. Как вторичные ступени скремблирования в этих системах могут использоваться ограниченные виды амплитудного скремблирования.

Используя комбинацию временного и частотного скремблирования, можно значительно повысить степень закрытия речи. Комбинированный скремблер намного сложнее обычного и требует компромиссного решения по выбору уровня закрытия, остаточной разборчивости, времени задержки, сложности системы и степени искажений в восстановленном сигнале. Количество же всевозможных систем, работающих по такому принципу, ограничено лишь человеческим воображением [4,С.9-45].

Принцип работы скремблера - это смещение путем XOR (исключающее ИЛИ) потоков битов с генератором псевдослучайных значений (битов) XOR (исключающее ИЛИ). Генератор псевдослучайных значений (бит) - работает по функции и дает «закономерное» значение, т.е. является на самом деле генератором случайных значений. Имея два одинаковых генератора можно получить одинаковые значения. Получаем на выходе случайное значение, которое декодируется вторым генератором. Шифрация происходит в реальном времени методами: скремблирования (дескремблирования). Скремблер позволяет послать сообщение, перед этим зашифровав его. Окно

«скремблер» позволяет зашифровать сообщение методом шифрования скремблирования для этого вся информация разбита на биты, затем она шифруется регистром, который на самом деле является еще и псевдослучайным генератором. скремблер (источник) и дескремблер (получатель) запускаем с двух программных проектов, т.к. две программы на одном программном продукте, с одинаковыми портами не будут работать как скремблер и дескремблер. Со скремблера будет идти отправка данных, но на дескремблере не будет отражение получения данных. На рисунке 1 представлена структура работы скремблера

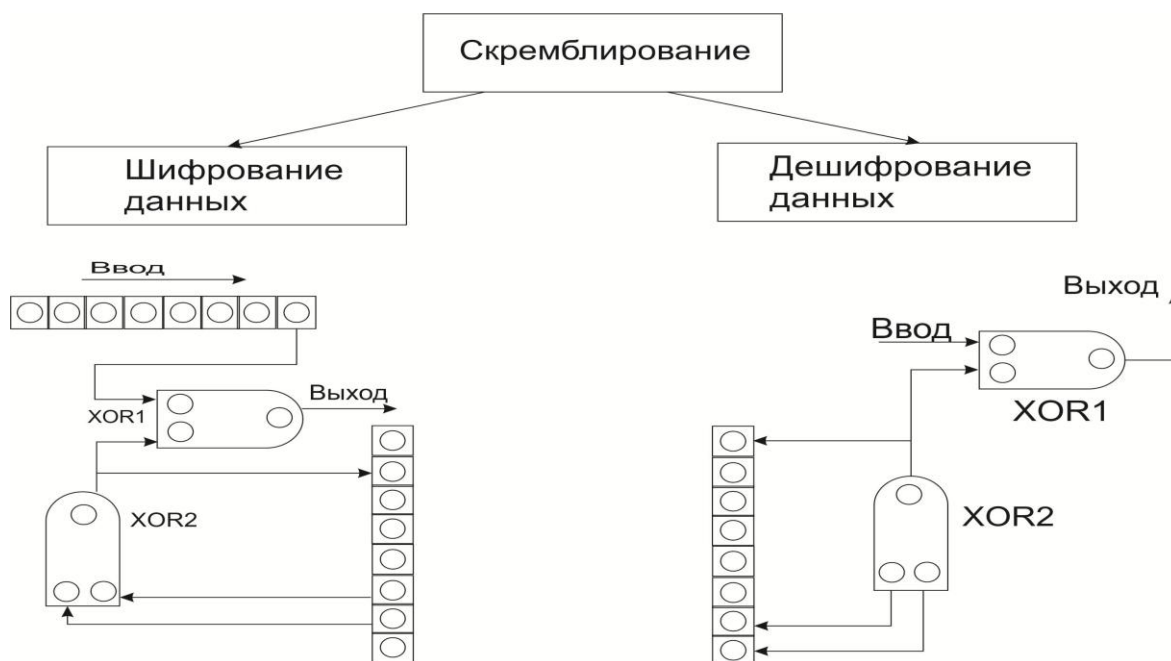


Рисунок 1 – Структура работы Скремблера

При этом нужно всегда помнить, что значение регистра на скремблере, должно быть аналогичным дескремблеру, при разных показаниях регистра исходный текст будет не распознан.

В наши дни информация может иметь слишком большую ценность, чтобы можно было спокойно смотреть на ее возможную утечку. Поэтому не последнее место наряду со множеством мероприятий, проводимых по защите информации, занимает организация защиты телефонных линий связи.

Защите информации в последнее время уделяется все большее внимание на самых различных уровнях - и государственном, и коммерческом.

Радикальное решение проблем защиты электронной информации может быть получено только на базе использования криптографических методов, которые позволяют решать важнейшие проблемы защищённой автоматизированной обработки и передачи данных. При этом современные скоростные методы криптографического преобразования позволяют сохранить исходную производительность автоматизированных систем.

Проблемы обеспечения безопасности связи, как было отмечено выше, весьма многообразны. Оптимальное решение сложной проблемы защиты информации в каналах связи в настоящее время возможно лишь при комплексном подходе с использованием как организационных, так и технических мер. Организация защищенной телефонной сети будет стоить существенных финансовых затрат, однако если ценность передаваемой информации велика, то задумываться об этом необходимо.

Библиографический список

1. Федеральный закон Российской Федерации «Об информации, информационных технологиях и о защите информации от 27 июля 2006 г. № 149-ФЗ».
2. Конахович, Г. Защита информации в телекоммуникационных системах/ Г.Конахович.-М.:МК-Пресс,2005.- 356с.
3. Устинов, Г.Н. Уязвимость и информационная безопасность телекоммуникационных технологий/ Г.Н. Устинов– М.: Радио и связь, 2003.-342с.
4. Гири С.Н., Лысов А.В. Защита информации в телефонных сетях.
5. Петраков А.В., Лагутин В.С. Утечка и защита информации в телефонных каналах. - М.: Энергоатомиздат, 1998 г.
6. Белов Е. Б., Лось В. П., Мещеряков Р. В., Шелупанов А. А., Основы информационной безопасности/ Учебник для Вузов – М.: Горячая линия – Телеком , 2006. – 544 с.: ил.
7. Семкин С. Н., Семкин А. Н. Основы информационной безопасности объектов обработки информации. Научно – практическое пособие. – Орел:, 2000. – 300 с.

УДК 62-83

ТОРМОЖЕНИЕ ДВИГАТЕЛЯ В НЕРЕВЕРСИВНОМ ДВУХЗОННОМ ЭЛЕКТРОПРИВОДЕ С НЕЗАВИСИМЫМ КАНАЛОМ УПРАВЛЕНИЯ ПОЛЕМ

Кунин П.Н., Мурышкин А.К.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В электроприводах механизмов с двигателями постоянного тока, реверс которых не предусмотрен технологией (например, непрерывные прокатные станы), использование реверсивных преобразователей переменного тока в постоянный экономически нецелесообразно. Поэтому рекуперативное торможение двигателя в такой схеме нереализуемо. Для быстрой остановки двигателя в случае возникновения аварийной ситуации предусматривается включение динамического торможения при снятии задающего воздействия со входа системы управления. Если же время торможения не ограничено какими либо иными причинами, то двигатель тормозится свободным выбегом.

Суммарный момент, тормозящий двигатель в таком режиме, обычно составляет единицы процента от номинального значения, а это значит, что процесс торможения оказывается весьма длительным.

Быстродействующая независимая схема управления полем двигателя [1] после снятия задающего сигнала и начала торможения электропривода стремится восстановить поток возбуждения на номинальном уровне. Темп роста потока возбуждения при этом существенно превышает темп снижения скорости двигателя на свободном выбеге. Это вызывает рост э.д.с. двигателя, и без принятия специальных мер возможен пробой изоляции и выход из строя уникальной электрической машины. Следовательно, э.д.с. при торможении свободным выбегом должен быть строго регламентирован.

Функцию ограничения э.д.с. двигателя на номинальном уровне можно возложить на дополнительный регулятор э.д.с. в контуре управления потоком возбуждения. Вариант включения такого регулятора приведен на рисунке 1.

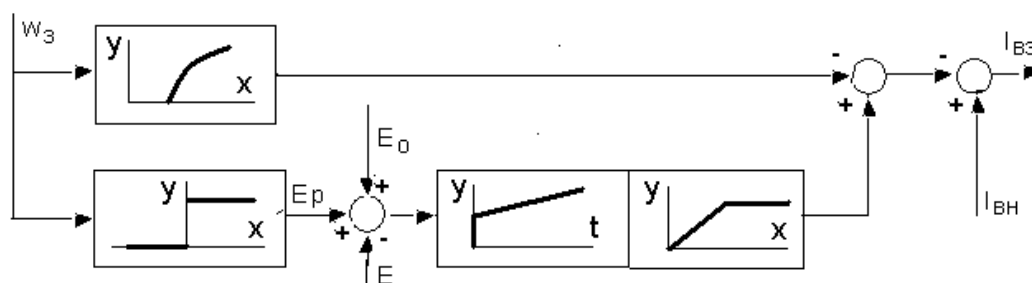


Рисунок 1 – Схема формирования сигнала управления полем двигателя

При работе электропривода в двигательном режиме в зоне до основной скорости (без ослабления поля) его э.д.с. E меньше э.д.с. идеального холостого хода E_0 , регулятор должен находиться в режиме ограничения, вырабатывая постоянный выходной сигнал, соответствующий заданию на номинальный ток (поток) возбуждения.

Вход в зону скоростей, превышающих номинальную ω_H , что характерно для основного режима работы такого электропривода, соответствует условию $E \approx E_0$.

Для исключения нежелательного выхода регулятора э.д.с. в активную зону и нарушения нормальной работы электропривода на вход регулятора (в аналоговом варианте реализации) вводится дополнительный сигнал, величина которого должна превышать возможные изменения э.д.с. двигателя при приложении и сбросе нагрузки. Сигнал формируется на выходе релейного элемента, преобразующего различные по уровню заданные значения скорости ω_3 в постоянный по величине сигнал.

Перевод системы электропривода в режим торможения свободным выбегом сопровождается снятием сигнала ω_3 и формированием нулевого выходного сигнала релейного элемента. Регулятор э.д.с. при этом входит в активную зону регулирования и осуществляет стабилизацию э.д.с. на уровне E_0 .

Синтез регулятора э.д.с. связан с необходимостью определения закона изменения скорости двигателя при торможении свободным выбегом. Именно скорость в таком режиме служит внешним входным воздействием для электропривода.

Снижение скорости двигателя происходит, в основном, под действием момента трения в подшипниках машины, момента трения щеток о коллектор и аэродинамического момента при движении якоря в струе охлаждающего воздуха.

Для крупных прокатных машин в качестве подшипников используются стоячковые подшипники скольжения с принудительной смазкой. Сохранение достаточно высоких скоростей на окружности цапфы такого подшипника при торможении двигателя до основной скорости позволяет заключить, что в подшипниках имеет место жидкостное трение при котором, в соответствии с диаграммой Герси-Штрибека [2], момент трения $M_{\text{ПШ}}$ остается практически неизменным.

Процесс трения щеток о коллектор электрической машины определяется коэффициентом трения, удельным давлением щетки на коллектор и площадью поверхности соприкосновения всех щеток с коллектором. Указанные параметры в процессе торможения можно считать постоянными, потери на трение – пропорциональными окружной скорости коллектора, а момент трения щеток о коллектор независимым от скорости двигателя.

Для охлаждения крупных прокатных двигателей используется принудительный обдув их охлаждающим воздухом. Весьма высокая относительная скорость движения воздушных масс, направление воздушного потока, перпендикулярное валу машины, делают аэродинамический момент сопротивления, пропорциональный скорости вращения двигателя, преобладающим в процессе торможения от максимальной до основной скорости.

В дальнейшем при значительном понижении скорости роль аэродинамического момента снижается, а торможение двигателя осуществляется за счет трения в подшипниках и на коллекторе.

В общем случае свободный выбег двигателя может быть описан следующим уравнением:

$$J \frac{d\omega}{dt} + \gamma\omega = -M_{\text{r}\phi} - M_{\text{ш}} , \quad (1)$$

где γ – коэффициент, зависящий от скорости движения и секундного объема охлаждающего воздуха, диаметра вращающихся масс двигателя, направления обдува.

Обычно ослабление магнитного потока для электроприводов станов непрерывной прокатки осуществляется не более чем в 1,6 раза. В диапазоне скоростей от максимальной до основной параметр γ можно считать постоянным. Тогда с учетом малости $M_{\text{ПШ}} + M_{\text{щ}}$ решение уравнения (1) можно представить в виде:

$$\omega = 1,6\omega_H \dot{a}^{\frac{\gamma}{J}t},$$

где $1,6\omega_H$ – значение скорости двигателя в момент начала торможения, причем $\omega > \omega_i$.

При малых скоростях двигателя $\omega < 0,5\omega_i$ становится справедливым соотношение:

$$\gamma\omega \ll \dot{I}_{i\phi} + \dot{I}_{\dot{u}},$$

поэтому окончание торможения свободным выбегом можно описать уравнением:

$$\omega = 0,5\omega_i - \frac{\dot{I}_{i\phi} + \dot{I}_{\dot{u}}}{J} t,$$

учитывая, что $M_{ПШ}$ и $M_{Щ}$ суть реактивные моменты сопротивления, обращающиеся в нуль при нулевой скорости двигателя.

Библиографический список

1. Кунин П.Н., Мурышкин А.К. Управление полем двигателя в двухзонной системе электропривода постоянного тока: Труды Четвертой Всероссийской научно-практической конференции / Под общей редакцией В.Ю. Островляника. – Новокузнецк, изд-во СибГИУ, 2010. – С. 53-60.
2. Чернавский С.А. Подшипники скольжения. – М.: Машгиз, 1963.

УДК 62-83-52

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА КОРНЕВОГО ГОДОГРАФА ПРИ СИНТЕЗЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЧЕСКОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ СКОРОСТИ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

Островляник В.Ю., Модзелевский Д.Е.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, e-mail: Dima010@mail.ru*

Система автоматического регулирования (САР) скорости определяет качество управления электропривода и влияет на надежность и производительность установки. Известные методы параметрического синтеза с применением технических оптимумов для электроприводов большой мощности не приводят к удовлетворительному качеству управления. Для таких систем применяются методы оптимизации и итерационные методы синтеза САР, которые требуют наличие диапазона изменения величин, определяющих границы применения методов.

Для задач качественного анализа влияния параметров системы и анализа диапазонов изменения в настоящей работе используется метод корнево-

го годографа. Корневой годограф [1 – 4] представляет собой множество точек комплексной плоскости, которые показывают движение полюсов передаточной функции замкнутой системы при изменении какого-либо параметра. Расстояние доминирующих полюсов от мнимой оси определяет время переходного процесса. Угол, на который расходятся комплексные корни, относительно отрицательного вещественного луча, определяет колебательность замкнутого контура. Метод корневого годографа в исходной формулировке, представленной Эвансом, позволяет настраивать и наблюдать изменение корней только по одному параметру.

Построение корневого годографа возможно методов Эванса, основанном на принципе аргумента передаточной функции [1, 2]. Существует несколько свойств корневого годографа, в частности симметрия, асимптоты, которые позволяют упростить его построение [1, 4]. Построение корневого годографа возможно и прямым методом численного отыскания корней характеристического уравнения и изображение их траектории на комплексной плоскости при изменении какого либо параметра. Этот принцип реализуется в современных прикладных комплексах программ.

Для примера рассмотрим многоконтурную САР с регулятором ЭДС. Структура системы автоматического регулирования с комбинированным управлением представлена на рисунке 1 [5]. Контур напряжения показан замкнутым и настроенным на модульный оптимум. В этой структуре присутствует шесть параметров, обеспечивающих качество регулирования. Для каждого параметра необходим корневой годограф, построенный преобразованием знаменателя замкнутой передаточной функции к виду $1 + \alpha F(p) = 0$ [3]. Он позволяет оценить влияние этого параметра на расположение полюсов и качество управления системы. Для примера исследуем влияние коэффициента усиления регулятора ЭДС $K_{рЭ}$.

Для исследования системы необходимо преобразовать структуру двигателя. Найдем характеристики замкнутого контура ЭДС, в случае пренебрежения производной по току якоря. Для этого найдем передаточную функцию тока якоря по напряжению генератора

$$W_{Iя}(p) = \frac{I_я(p)}{U_э(p)} = \frac{\frac{1}{R_я} T_м p}{T_я T_м p^2 + T_м p + 1}, \quad (1)$$

тогда

$$E_{изм}(p) = U_э(p) - I_я(p) R_я = U_э(p) \frac{T_я T_м p^2 + 1}{T_я T_м p^2 + T_м p + 1}. \quad (2)$$

Появляется комплексная пара нулей в обратной связи, следовательно, появляется форсировка, которая сказывается на регулировании, требует уменьшения коэффициента усиления регулятора ЭДС и затягивает переходный процесс. Преобразованная таким образом структура представлена на рисунке 2.

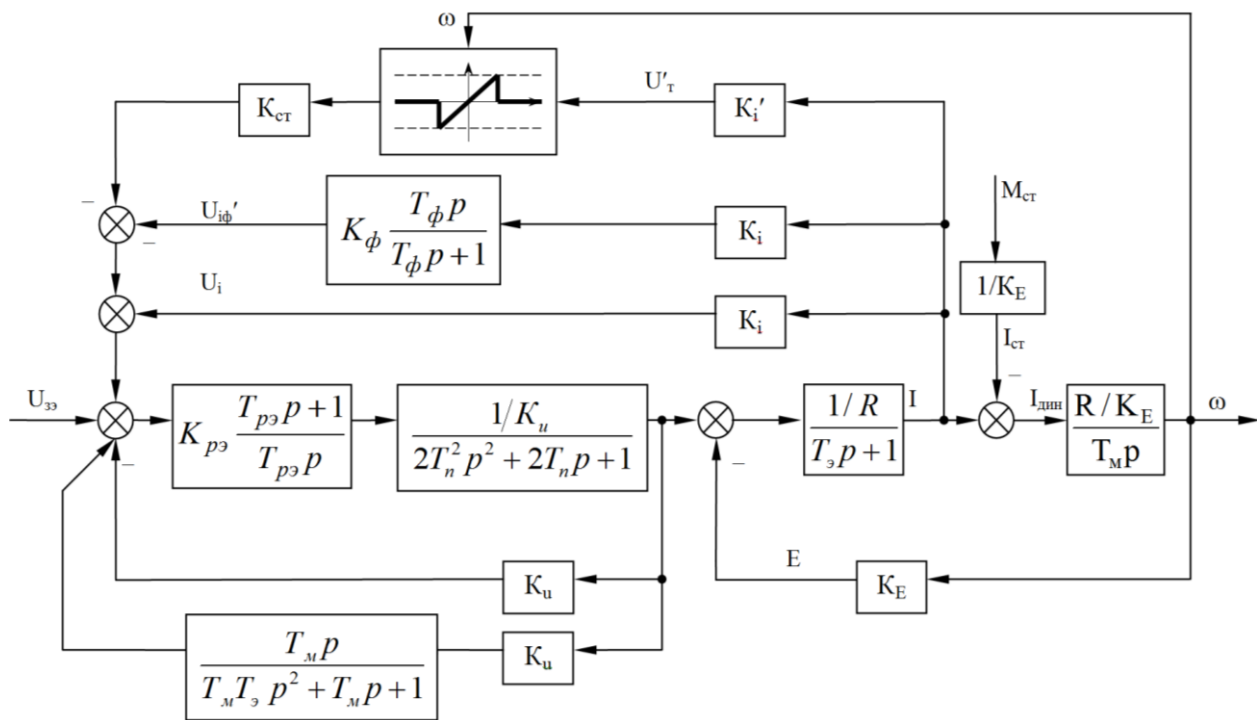


Рисунок 1 – Унифицированная структура системы электропривода с комбинированным принципом управления

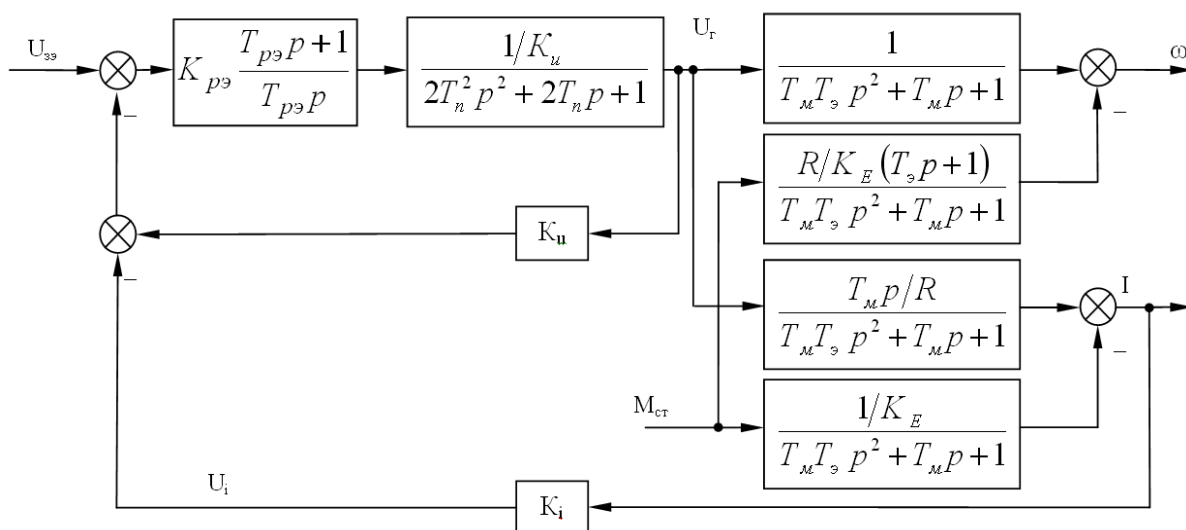


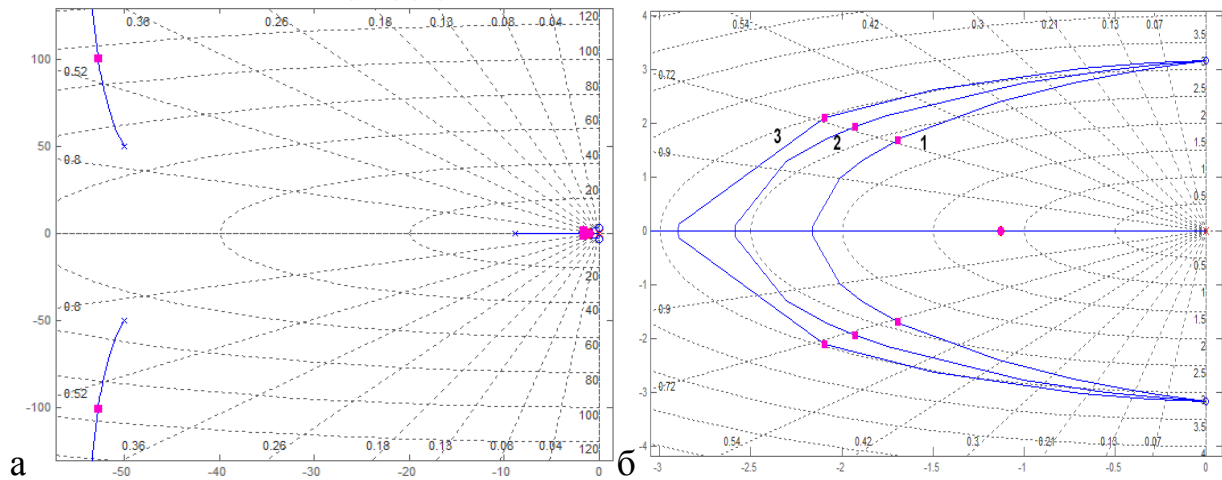
Рисунок 2 – Преобразованная структура системы электропривода

Исследуем полученный контур на корневом годографе. На рисунке 3 представлен корневой годограф а) и увеличено начало координат б) для ПИ регулятора (1), для ПИД регулятора с фильтром $T_f = 0.05$ с (2), и ПИД регулятора с постоянными времени фильтра $T_f = 0.01$ с (3).

На приведенных ниже графиках крестами в виде буквы «х» обозначены полюса при нулевом изменяемом параметре, которые совпадают с полюсами передаточной функции разомкнутой системы. Из этих полюсов начинаются траектории корней. Квадратами отмечены полюса передаточной

функции замкнутой системы при определенном изменяемом параметре. Кругами в виде буквы «о» обозначены нули передаточных функции регулятора и объекта. Часто нули и полюса совпадают, образуя заполненный круг.

Параметры коэффициента усиления $K_{pэ}$, отмеченные в районе луча, соответствующие коэффициенту демпфирования 0,707, составляют 1.67, 1.91 и 2.09 для графиков 1, 2 и 3 соответственно.



а – полный годограф для ПИ регулятора; б – совмещенные годографы; 1 – ПИ регулятора; 2 – ПИД регулятор $T_\phi = 0,5$ с; 3 – $T_\phi = 0,1$ с

Рисунок 3 – Корневой годограф замкнутого контура ЭДС, измеренной без производной по току, при изменении коэффициента усиления регулятора ЭДС

Получим передаточную функцию замкнутой системы в данном контуре при использовании ПИ регулятора.

$$W_{\text{сэу}}^{\text{п}}(p) = \frac{\hat{A}_{\text{эс}}(p)}{R(p)} = \frac{W_{\text{дэ}}(p)W_{\text{сф}}(p)W_{\text{эс}}(p)}{1 + W_{\text{дэ}}(p)W_{\text{сф}}(p)W_{\text{эс}}(p)} = \quad (3)$$

$$= \frac{\hat{E}_{\text{дэ}}(T_{\text{дэ}}p + 1)(\ddot{\delta} + \ddot{\delta}_1 + 1)}{T_{\text{дэ}}p(2T_{\text{дэ}}^2p^2 + 2T_{\text{дэ}}p + 1)(\ddot{\delta} + \ddot{\delta}_1 + 1) + \hat{E}_{\text{дэ}}(T_{\text{дэ}}p + 1)(\ddot{\delta} + \ddot{\delta}_1 + 1)},$$

где $R(p)$ – изображение управляющего воздействия на контур ЭДС;

$\hat{E}_{\text{дэ}}$ – коэффициент датчика ЭДС, примем равным $\hat{E}_{\text{дэ}}$,

$$W_{\text{эс}}(p) = \frac{\hat{A}_{\text{эс}}(p) \cdot \hat{E}_{\text{дэ}}}{U_{\text{а}}(p)} \text{ – из формулы (2).}$$

Примем $T_{pэ} = T_1$, полученное из разложения знаменателя передаточной функции двигателя $(\ddot{\delta} + \ddot{\delta}_1 + 1) = (T_1p + 1)(T_2p + 1)$. Получим

$$W_{\text{сѐѷ}}^{\text{ї È}}(p) = \frac{\hat{E}_{\delta\text{ѷ}}(\dot{O}_y \dot{O}_1 \delta^2 + 1)}{\dot{O}_{\delta\text{ѷ}} p (2T_i^2 p^2 + 2T_i p + 1) (\dot{O}_2 \delta + 1) + \hat{E}_{\delta\text{ѷ}}(\dot{O}_y \dot{O}_1 \delta^2 + 1)} =$$

$$\frac{\dot{O}_y \dot{O}_1 \delta^2 + 1}{\frac{\dot{O}_{\delta\text{ѷ}}}{\hat{E}_{\delta\text{ѷ}}} 2T_i^2 \dot{O}_2 \delta^4 + \frac{\dot{O}_{\delta\text{ѷ}}}{\hat{E}_{\delta\text{ѷ}}} (2T_i^2 + 2\dot{O}_i \dot{O}_2) p^3 + \left(\frac{\dot{O}_{\delta\text{ѷ}}}{\hat{E}_{\delta\text{ѷ}}} (2T_i + \dot{O}_2) + \dot{O}_y \dot{O}_1 \right) p^2 + \frac{\dot{O}_{\delta\text{ѷ}}}{\hat{E}_{\delta\text{ѷ}}} p + 1}} \quad .(4)$$

Получим передаточную функцию системы при использовании ПИД регулятора. Легко проверить, что получается аналогичная передаточная функция, только постоянная T_2 будет скомпенсирована дифференциальной постоянной регулятора $T_D = T_2$, а вместо T_2 выступит постоянная времени T_ϕ .

$$W_{\text{сѐѷ}}^{\text{ї ÈÄ}}(p) = \frac{W_{\delta\text{ѷ}}^{\text{ї ÈÄ}}(p) W_{\text{сѐї}}(p) W_{\text{ѐѷ}}(p)}{1 + W_{\delta\text{ѷ}}^{\text{ї ÈÄ}}(p) W_{\text{сѐї}}(p) W_{\text{ѐѷ}}(p)} =$$

$$= \frac{\dot{O}_y \dot{O}_1 \delta^2 + 1}{\frac{\dot{O}_{\delta\text{ѷ}}}{\hat{E}_{\delta\text{ѷ}}} 2T_i^2 \dot{O}_0 \delta^4 + \frac{\dot{O}_{\delta\text{ѷ}}}{\hat{E}_{\delta\text{ѷ}}} (2T_i^2 + 2\dot{O}_i \dot{O}_0) p^3 + \left(\frac{\dot{O}_{\delta\text{ѷ}}}{\hat{E}_{\delta\text{ѷ}}} (2T_i + \dot{O}_0) + \dot{O}_y \dot{O}_1 \right) p^2 + \frac{\dot{O}_{\delta\text{ѷ}}}{\hat{E}_{\delta\text{ѷ}}} p + 1}} \quad .(5)$$

Погрешности измерения ЭДС существенно ухудшают работу ПИД регулятора. В этом случае форсировка, получаемая из-за неучета индуктивности якорной цепи, формирует устойчивый сомножитель $T_\alpha T_M$ при p^2 , компенсация которого не возможна, так как в нем нет настраиваемых параметров. Это подтверждается корневым годографом, где характер лучей годографа неизменен для различных регуляторов ЭДС.

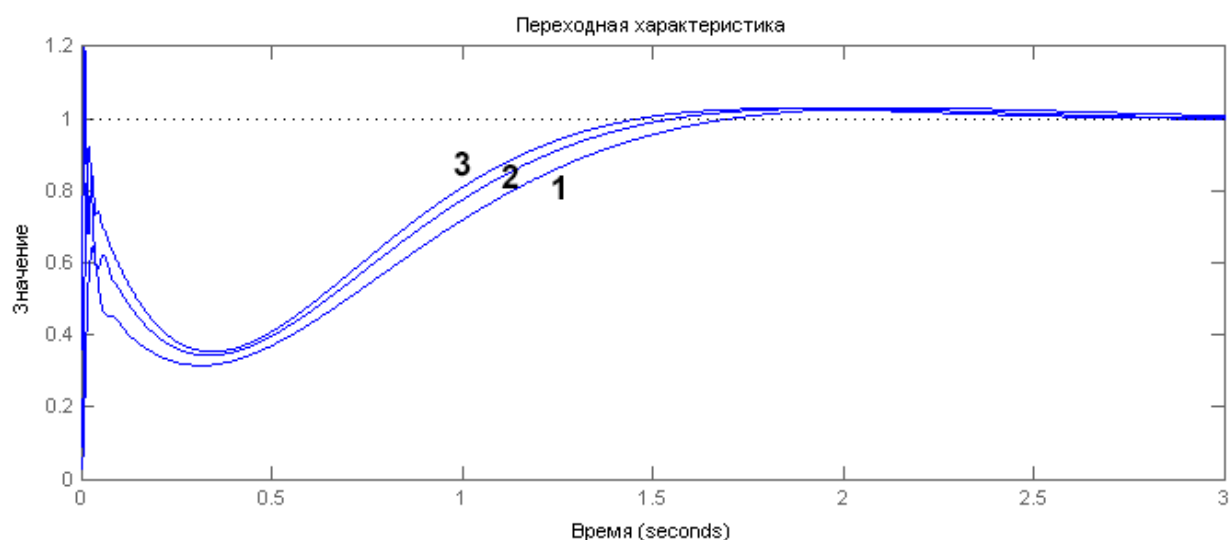
На рисунке 4 показаны переходные характеристики по управлению. Всплеск на графиках в пределах 0,25 с от начала подачи ступенчатого воздействия объясняется недостатками датчика измерения ЭДС. Реальная скорость двигателя подобного всплеска не имеет.

Применение ПИД регулятора с данным датчиком неоправданно, так как практически не увеличивает быстродействия и других показателей замкнутой системы.

Анализ методом корневого годографа включает в себя исследование нелинейных систем, связанных с переключением структуры. Результаты анализа в дальнейшем повлияют на подходы к настройке систем управления с использованием методов оптимизации и оптимальных систем, в частности численных поисковых методов и построение нелинейных моделей.

Предложенный подход позволяет получить оптимальную настройку при заданных требованиях к качеству переходного процесса. Современные средства расчета траектории корней и построения корневого годографа значительно расширяют применимость метода.

Корневой годограф позволяет качественно оценить влияние параметров на поведение системы управления и определить диапазоны поиска для процедур оптимизации и автоматизированной настройки систем управления.



1 – ПИ регулятор; 2 – ПИД регулятор $T_{\phi} = 0,5$ с; 3 – $T_{\phi} = 0,1$ с

Рисунок 4 – Переходные характеристики замкнутого контура ЭДС по управлению

Библиографический список

1. Удерман, Э. Г. Метод корневого годографа в теории автоматических систем / Э. Г. Удерман, – М. : Наука : Физматлит , 1972. – 448 с.
2. Траксел Дж. Синтез систем автоматического регулирования : Пер. с англ. – М.:МАШГИЗ, 1955. – 615 с.
3. Гудвин Г.К. Проектирование систем управления / Гудвин Г.К., Гребне С.Ф., Сальгадо М.Э. – М.:БИНОМ. Лаборатория знаний, 2004. – 911с.
4. Дорф Р. Современные системы управления/ Р. Дорф, Р. Бишоп. Пер. с англ. Б.И. Копылова. – М.: Лаборатория базовых знаний, 2002. – 832с.
5. Островлянчик В. Ю., Горлин А. В., Рыбаков А. И. Унифицированная структура системы электропривода с комбинированным принципом управления // Автоматизированный электропривод и промышленная электроника в металлургической и горно-топливной отраслях: Труды второй Всероссийской научно-практической конференции / Под общей редакцией В.Ю. Островлянчика, П.Н. Кунина — Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2004 г. – С. 179.

СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДАМИ МЕХАНИЗМОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОСНОВЕ ИНЕРЦИАЛЬНЫХ ДАТЧИКОВ

Островляничик В.Ю., Русских М.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, tau68@rambler.ru*

Сегодня в области автоматизированных систем и робототехнических комплексов всё большую популярность приобретают инерциальные датчики, позволяющие определить положение рабочего органа в пространстве. Компоненты на основе микроэлектромеханических систем (МЭМС) [1] становятся точнее, компактнее и дешевле, и потому находят широкое применение в различных сферах автоматизированной промышленности. Для построения полноценной инерциальной системы необходимы три МЭМС-компонента: акселерометр, гироскоп и магнитометр. Акселерометр позволяет определять линейное ускорение объекта в пространстве, с помощью гироскопа можно регистрировать угловую скорость вращающегося тела, а магнитометр предназначен для определения положения объекта в пространстве относительно магнитного поля Земли. Комбинируя эти элементы в системе, управления можно получать достоверные данные о физических параметрах объекта, таких как скорость, ускорение и положение, что позволят заменить ими тахогенераторы, фотоимпульсные датчики скорости и датчики перемещения.

Поскольку многие механизмы горно-металлургической промышленности требуют определения линейного перемещения, то связь акселерометра и магнитометра в таких случаях будет наиболее подходящей. Само перемещение можно найти, дважды проинтегрировав показания, полученные от акселерометра:

$$S = \iint a \cdot dt \quad (1)$$

Но при двойном интегрировании точность искомой величины будет снижаться, поскольку в процессе интегрирования будет накапливаться ошибка. Для борьбы с этим применяют различные методы фильтрации. Наиболее популярными фильтрами для данных задач являются фильтр нижних частот, комплементарный фильтр и фильтр Калмана. Самым эффективным, но в то же время сложным в плане настройки, является фильтр Калмана [2, 3].

Физический смысл фильтра Калмана заключается в определении связи между известным (наблюдаемым) и неизвестным состоянием объекта во времени и/или пространстве, которые в линейном приближении задаются через математическое ожидание и ковариационные функции. На основе математического ожидания объекта и априорной информации о статистических

характеристиках входных и измерительных шумов с помощью фильтра стремятся минимизировать отклонение полученной от датчиков входной величины от реального значения происходящего процесса.

Алгоритм работы фильтра Калмана предполагает осуществление прогноза для следующего шага вычисления оценки на основе оценки вектора состояния и матрицы объекта. То есть производится вычисление априорной оценки входного сигнала. Далее на основе полученной априорной ковариационной матрицы ошибки и матрицы наблюдений вычисляется коэффициент Калмана, который будет стараться минимизировать расхождение между апостериорной оценкой входной величины и ее истинным значением. Затем на основе этого коэффициента непосредственно производится вычисление апостериорной оценки искомого сигнала и апостериорной ковариационной матрицы ошибки. В итоге эти полученные данные используются в следующем цикле для вычисления новых априорных значений.

Таким образом, на этапе обновления информации выполняют вычисление априорного значения искомой величины и априорного значения ковариационной матрицы:

$$\hat{x}_k^- = A\hat{x}_{k-1} + Bu_k \quad (2)$$

$$P_k^- = AP_{k-1}A^T + Q_{k-1} \quad (3)$$

где A – матрица, соответствующая модели преобразования системы;

B – матрица, соответствующая модели применения управляющего воздействия, которая применяется к состоянию системы;

u – вектор управляющего воздействия;

Q – матрица ковариации шума процесса;

k – текущий шаг вычислений.

На основании полученных данных вычисляется коэффициент Калмана:

$$K_k = \frac{P_k^- H^T}{HP_k^- H^T + R} \quad (4)$$

где H – матрица, соответствующая модели наблюдения;

R – матрица ковариации шума измерения.

В конечном итоге осуществляется вычисление апостериорных значений x и P , которые служат аргументами для вычисления априорных величин по формулам (2) и (3), таким образом, цикл начинается заново:

$$\hat{x}_k = \hat{x}_k^- + K_k (y_k - H\hat{x}_k^-), \quad (5)$$

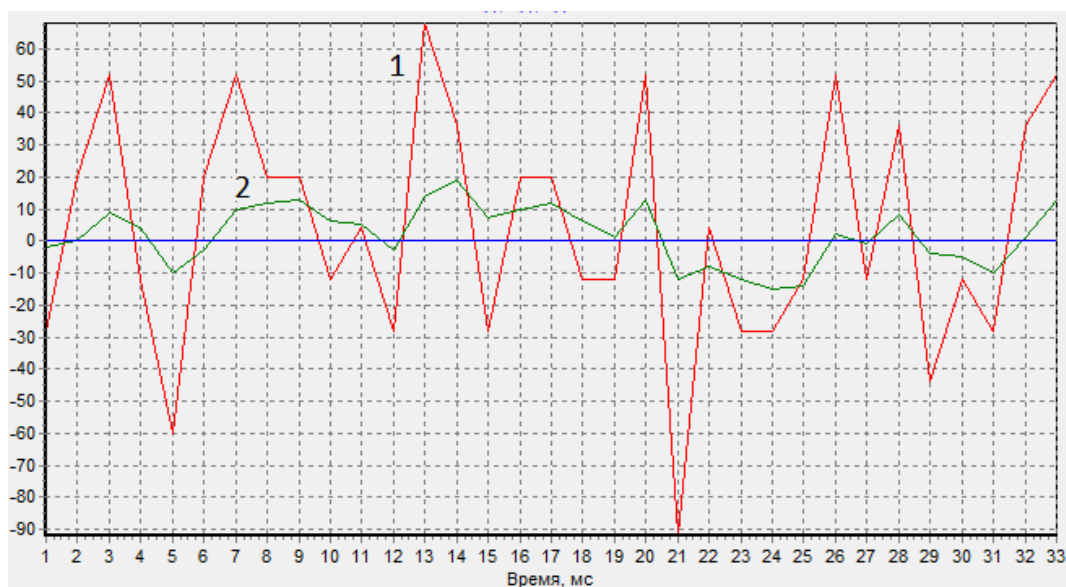
$$P_k = (I - K_k H)P_k^- \quad (6)$$

где y_k – измерение, производимое акселерометром на текущем шаге;

I – единичная матрица.

На рисунке 1 показаны графики исходного сигнала (1) и фильтрованного (2) при оптимальных величинах ковариации шума процесса $Q=5$ и ко-

вариации шума измерения $R=88$. Манипуляция со значениями Q и R позволяет получить наиболее приемлемый вариант. Так, при уменьшении R (рисунок 2) или увеличении Q (рисунок 3) фильтрованный сигнал в большей степени повторяет исходный.



1 – исходный, 2 – фильтрованный
Рисунок 1 – сигнал с акселерометра по оси X

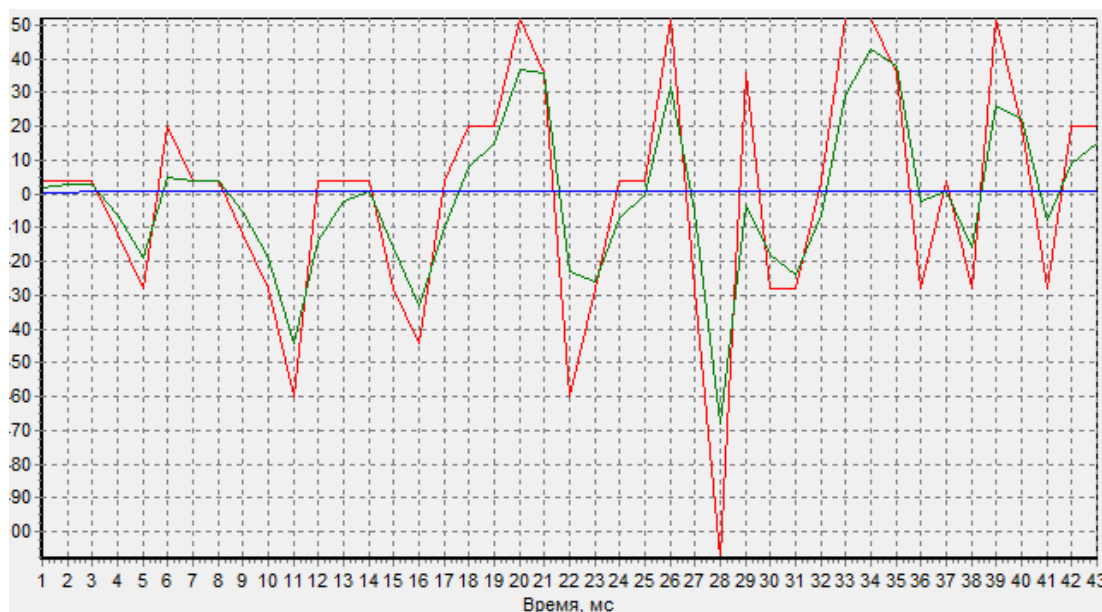


Рисунок 2 – Фильтрация при $R=10$ и $Q=5$

Таким образом, при достаточно четкой настройке фильтрованный сигнал будет максимально приближен к исходному. Но с течением времени точность положения объекта при его определении только акселерометром будет снижаться, хотя и не так быстро. Поэтому систему желательно дополнить магнитометром, который способен вычислять положение относительно

магнитного поля Земли. Поскольку его точность не слишком высока и зависит от магнитных полей, то его желательно совмещать с другими инерциальными элементами, как в данном случае с акселерометром.

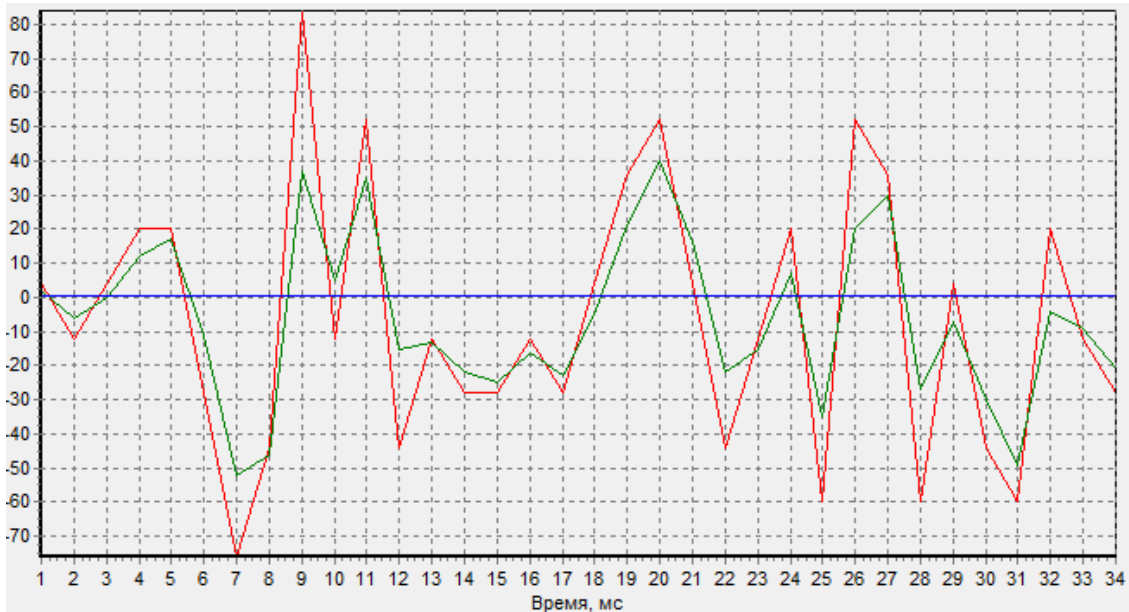


Рисунок 3 – Фильтрация при R=88 и Q=100

Таким образом, в системе управления необходимо предусмотреть логику работы, сравнивающую выходные величины акселерометра и магнитометра:

$$S_{\text{фильтр}} = \begin{cases} \frac{S_{\text{акс}} + S_{\text{магн}}}{2} & \text{если } |S_{\text{акс}} - S_{\text{магн}}| < \Delta \\ S_{\text{акс}} & \text{если } |S_{\text{акс}} - S_{\text{магн}}| > \Delta \end{cases} \quad (7)$$

То есть, при незначительном рассогласовании показаний акселерометра ($S_{\text{акс}}$) и магнитометра ($S_{\text{магн}}$), удовлетворяющим установленной погрешности Δ , за выходную величину принимается среднее значение показаний двух датчиков. При этом в определенных контрольных точках нужно сбрасывать показания акселерометра для обнуления ошибки. При значительном отклонении, вызванном, например, выходом какого-либо датчика из строя или внесением в систему дополнительного искажающего поля, выдается ошибка, которую необходимо устранить.

Подобную систему можно использовать в составе автоматизированного транспортного оборудования, механизмов перемещения рабочих органов экскаваторов, станочных механизмов подачи, ленточных конвейеров и резательного оборудования. Их низкая стоимость, компактность и приемлемая точность позволят вытеснить классические датчики скорости и положения.

Библиографический список

1. Распопов В.Я. Микромеханические приборы: учебное пособие. Распопов В.Я. – М.: Машиностроение, 2007. – 400 с.: ил.

2. Багмут И. А. Настройка фильтра Калмана в задаче коррекции инерциальных измерений в интегрированной навигационной системе. Багмут И. А. Вестник НТУ «ХПИ» 2011 № 63. – Харьков: НТУ «ХПИ», 2011– с. 13-21.
3. Toshak Singhal. Kalman Filter Implementation on an Accelerometer sensor data for three state estimation of a dynamic system. Toshak Singhal, Akshat Harit, and D N Vishwakarma. International Journal of Research in Engineering and Technology (IJRET) Vol. 1, No. 6, 2012, p. 330-334.

ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

УДК 658.3

АНАЛИЗ ФАКТОРОВ РЫНКА ТРУДА

Фокин К.Б., Виниченко В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк, fokin_kb@zsmk.ru*

Предприятие связано с рынком труда через трудовые ресурсы, которые находятся в постоянном движении и «перетекают» между предприятием и рынком труда. Таким образом, рынок труда и предприятие непрерывно влияют друг на друга. Это влияние возможно оценить количественно и выразить в виде агрегированных коэффициентов – коэффициента поведения соискателей на рынке труда и лояльности работников к предприятию. Зная величину этих коэффициентов за определенный период и зная величину коэффициента текучести персонала на предприятии за этот же период времени, можно на основе ретроспективы построить прогностическую модель изменения коэффициента текучести, что в свою очередь позволило бы службе персонала предприятия своевременно принимать решение в случае увеличения потребности в персонале или же, наоборот, в случае уменьшения потребности, готовиться к сокращению приема персонала.

Для разработки коэффициентов определены основные факторы на рынке труда и основные факторы на предприятии, влияющие на решение соискателя и уже сотрудника работать именно в выбранной организации.

Исследования существующих наработок в области теории и практики рынка труда позволили определить, какие из факторов влияют на решение соискателя работать на конкретном предприятии. Отмечено, что авторы выделяют достаточно большое количество факторов рынка труда, влияющих на поведение соискателя. Для дальнейшей работы выполнена группировка факторов на основе исследования частоты их изучения.

При группировке факторов и показателей рынка труда, влияющих на решение соискателя, выявлено, что основная масса теоретиков (Колосо-

ва Р.П. Меликьян Г.Г., Буланов В.С, Волгин Н.А., Алиев И.М., Горелов Н.А, Ильина Л.О, Вайсбурд В.А., Одегов Ю.Г., Берлин Ю. И.) схожа во мнении относительно 4 факторов на рынке труда: спрос на труд, предложение труда, цена труда и конкуренция на рынке труда. В то же время эти и другие авторы (Корнейчук Б.В., Костин Л.А., Герман А., Черных О.В.) в общей сложности выделяют еще 47 факторов, которые не удалось сгруппировать и которые также можно учитывать при анализе рынка труда. Лишь несколько авторов (Герман А., Черных О.В., Корнейчук Б.В., Волгин Н.А., Вайсбурд В.А., Берлин Ю.И., Колосова Р.П., Меликьян Г.Г., Костин Л.А.), рассматривают схожие факторы или показатели (инфраструктура, резерв рабочей силы, содержание труда, уровень безработицы). При выбранной форме группировки рассматриваются только самые изучаемые из факторов. Рассмотрим более подробно каждый из факторов, влияющих на поведение соискателя на рынке труда.

Спрос на труд. В количественном отношении спрос отражает объем и структуру потребностей в работниках со стороны предприятий и организаций разных форм собственности, выступающих в качестве субъектов рыночного хозяйства, в целях заполнения вакантных мест (как освобождающихся так и вновь создаваемых) при данных объемах производства и уровне производительности труда [1]. Конкретная величина спроса определяется числом работников, нанятых предприятиями в течение определенного периода времени (месяц, квартал, год). Это величина реализованного и удовлетворенного спроса на рабочую силу. Количество рабочих мест, остающихся свободными вследствие невыполнения заявок или по каким-либо другим причинам, представляет собой нереализованный, неудовлетворенный или резервный спрос. Данный подход можно использовать, когда точно известно на данный момент времени число нанятых и не нанятых работников, из чего можно сделать вывод о состоянии спроса и посчитать его в количественном выражении. Для прогнозирования спроса в перспективе необходимо строить модели спроса на краткосрочный, среднесрочный и долгосрочный периоды. В нашем случае спрос нельзя рассматривать в классическом виде, т.к. на рынке труда работают другие механизмы в отличие от спроса на товары и услуги. Спрос – это потребность в определенном количестве блага по определенной цене, но на рынке труда «благом» является рабочая сила. Чтобы эту рабочую силу привлечь, предприятия оставляют на рынке труда «заявки» с желанием приобрести определенное количество «блага». Эти заявки – вакансии. Вакансии показывают, сколько сотрудников, какого качественного уровня и по какой цене готово нанять предприятие именно в этот период времени. Для измерения фактора «спрос» в данной работе будет использоваться такой показатель, как количество вакансий.

Предложение труда. В классическом виде предложением называется готовность предприятия предлагать к продаже определенное количество товара в зависимости от его цены. В нашем же случае, когда мы говорим о рынке труда под «предложением» рассматривается то количество рабочей

силы, которое рынок труда готов предложить предприятиям в определенный период времени. На рынке труда предложением являются соискатели, таким образом, именно количество соискателей и будет характеризовать предложение на рынке труда.

Цена труда. Классическим определением цены можно считается количество денег, в обмен на которые продавец готов передать (продать) единицу товара. В случае с рынком и особенностями товара на нем наиболее популярными определениями цены труда являются затраты на производство товара (теория стоимости); спрос и предложение (теория свободной рыночной конкуренции); итог взаимодействия капитала, труда и земли (теория трех факторов); ценность товара для потребителя, конечная в ряду потребляемых благ (закон предельной полезности); заработная плата. В случае с обычным потребительским товаром покупатель платит продавцу определенную сумму денег за право пользования товаром, но поскольку в нашем случае рабочая сила, являющаяся объектом купли-продажи на рынке труда, неотделима от ее владельца, сумма денег, выплачиваемая покупателем (предприятием) за рабочую силу сотруднику, носит периодический характер и ее величина оговаривается трудовым договором. Поэтому измерения фактора «Цена труда» в данной работе будет использоваться такой показатель, как средняя заработная плата по рынку труда за год.

Конкуренция на рынке труда. Одним из основополагающих принципов рыночной экономики является свобода конкуренции, установленная в ст. 8 Конституции РФ. Конкуренция – это борьба между экономическими субъектами за использование факторов производства. На рынке товаров или услуг представлено множество продавцов, и все они борются за покупателя, предлагая свои товары. На рынке труда так же есть конкуренция. Каждый соискатель желает попасть к работодателю с наилучшими условиями, в то же время работодатель (предприятие) стремится заполучить наиболее подходящего для себя сотрудника. Конкуренцию на рынке труда можно выразить через коэффициент напряженности. Коэффициент напряженности на рынке труда рассчитывается как отношение численности зарегистрированных в органах службы занятости граждан, не занятых трудовой деятельностью, к заявленной предприятиями и организациями потребности в работниках.

На предприятии так же, как и на рынке труда, существуют факторы влияющие, в той или иной степени, на решение сотрудника работать именно на этом предприятии, т.е. характеризующие лояльность работника к работодателю. По результатам анализа литературы был составлен список таких факторов, к которым относятся заработная плата на предприятии; удаленность предприятия от населенного пункта; микроклимат в коллективе; возможность роста (горизонтального и вертикального); повышение квалификации; социальный пакет.

Заработная плата на предприятии. Заработная плата в условиях рыночной экономики – это плата за труд, а ее величина – есть цена труда, опре-

деляемая на рынке труда в результате взаимодействия спроса на конкретные виды труда и его предложения. Согласно ст. 129 ТК РФ: «Заработная плата – вознаграждение за труд в зависимости от квалификации работника, сложности, количества и условий выполняемой работы, а также выплаты компенсационного и стимулирующего характера». Размер заработной платы характеризует ее объем как результат труда за какой-то определенный период времени с учетом ставок заработной платы, количества и качества труда. Уровень заработной платы населения находит отражение в системе важных макроэкономических показателей развития общества – объемах валового внутреннего продукта и валового национального продукта, составляя их неотъемлемую часть. Объем заработной платы формирует платежеспособный спрос населения. Высокий платежеспособный спрос оказывает мощное положительное воздействие на развитие экономики страны, низкий – тормозит развитие экономики. Рост массы заработной платы сверх возможности удовлетворения населения в продуктах питания, товарах длительного пользования и услугах чреват увеличением обесценивания денег, т.е. инфляцией, и падением уровня жизни [2]. Для измерения фактора «заработная плата» в данной работе будет использоваться такой показатель, как средняя заработная плата сотрудника на предприятии за год.

Удалённость места работы от населенного пункта. Удаленность места работы от населенного пункта влияет на эмоциональное состояние сотрудников, чем дальше предприятие, тем раньше приходится вставать и больше времени проводить в дороге. Большая удаленность предприятия от места проживания сотрудника влияет на мобильность персонала, результатом которой является ряд проблем: опоздания на работу, стресс, усталость, дополнительные затраты денежных средств. Большая удаленность места работы вынуждает сотрудника затрачивать ежегодно немалые суммы средств для проезда до предприятия, в то время как эти средства могли бы быть потрачены на удовлетворение потребностей работника. Долгое время, проведенное в пути, является лишним источником раздражения и повышенной усталости, которые сказываются на эффективности работы сотрудников в течение всего дня. При устройстве на работу, при прочих равных условиях, соискатель сделает выбор в пользу того работодателя, дорога до которого потребует меньше времени и средств. В данной работе для оценки фактора «удаленность предприятия от населенного пункта» будет использоваться средняя сумма средств, затрачиваемых работником на дорогу от места проживания до предприятия за год.

Микроклимат в коллективе. Чем больше люди расположены друг к другу, тем более комфортными являются условия их труда, тем выше их производительность. Контакты между людьми и их эмоциональное насыщение формируют социально-психологический климат коллектива. Социально-психологический климат определяют как преобладающий в коллективе относительно устойчивый психологический настрой его работников, проявляющийся в многообразных формах их деятельности. Важнейшая особен-

ность социально-психологического климата состоит в том, что он дает обобщенную, интегральную характеристику психологического состояния всех проявлений жизни коллектива, так как объединяет в себе взаимодействие всего многообразия социальных, групповых и личностных факторов как условий трудовой деятельности [3]. Положительный, здоровый социально-психологический климат способствует стремлению трудиться с желанием и высокой самоотдачей, а нездоровый, отрицательный – резко снижает трудовую мотивацию. Таким образом, сотрудник, который не лоялен к компании, будет снижать не только трудовую мотивацию, но и сократит прибыль предприятия. Для измерения фактора «микроклимат в коллективе» в данной работе будут использованы результаты анкет на лояльность.

Возможность карьерного роста. Карьерный рост – это процесс регулярного повышения статуса человека, связанный с ростом его материальных благ, дающий ощущение безопасности, повышающий самооценку и чувство удовлетворения жизнью. Каждая ступень в карьерном продвижении включает в себя повышение в должности, расширение функций, получение новых знаний и профессиональных прав, повышение материального дохода и увеличение льгот [4]. К целям карьерного роста можно отнести стремление реализовать личные амбиции, повысить свой социальный статус, желание материального роста или всё это вместе. Для измерения фактора «карьерный рост» в данной работе будет использоваться показатель – доля резервистов, назначенных на должность из состава кадрового резерва за год.

Повышение квалификации. Повышение квалификации направлено на последовательное совершенствование профессиональных знаний, умений и навыков, рост профессионального мастерства. Особенность повышения квалификации состоит в том, что повышающие квалификацию, уже обладая определенными знаниями и практическими навыками выполнения работ, могут в силу этого критически относиться к учебному материалу, стремясь получить именно то, что им, прежде всего, нужно для производственной деятельности. Система повышения квалификации, сложившаяся на производстве, включает производственно-технические курсы, курсы обучения вторым и совмещаемым профессиям, курсы целевого назначения по изучению новых изделий, оборудования, технологии, школы по изучению передовых методов работы. Показателем, характеризующим работу по повышению квалификации на предприятии, является доля работников, повысивших квалификацию за год в общей численности.

Социальный пакет. Одним из наиболее распространенных способов мотивации – социальный пакет, который является совокупностью услуг (или товаров), предоставляемых работодателем работнику как часть компенсации за труд помимо заработной платы. Сюда же относятся меры, принимаемые компанией для улучшения условий труда, предоставляемые льготы, компенсации и социальные гарантии. Социальный пакет является не только дополнительным источником благ, но он также создаёт и подходящие комфортные условия для полного вовлечения кандидата в работу. Социальный пакет ус-

ловно можно разделить на две части – компенсационную и мотивационную. Компенсационная часть призвана компенсировать сотрудникам затраты, связанные с выполнением ими служебных обязанностей. Мотивационную часть социального пакета работодатель предоставляет сотрудникам за свой счет и по собственной инициативе. Она позволяет ему завоевать лояльность персонала. Для измерения фактора «социальный пакет» в данной работе будет использоваться показатель – затраты на социальное обеспечение на предприятии за год.

Приведенный перечень факторов позволяет в достаточной мере охарактеризовать как рынок труда, так и предприятие, и является основой для проведения аналитических исследований с целью обеспечения планирования деятельности служб персонала предприятий, направленной на укрепление кадрового потенциала.

Библиографический список

1. Волгин Н. А. Рынок труда [Текст]: учебник для вузов / Н.А. Волгин и В.С. Буланов. – М.: Экзамен, 2003. – 480 с.
2. Рофе А.И. Экономика труда : учебник / А.И. Рофе. – М.: Кнорус, 2010. – 400 с.
3. Чередниченко И. П. Психология управления [Текст]: учебник для высшей школы / И. П. Чередниченко, Н. В. Тельных. – Ростов-на-Дону: Феникс, 2004. – 608 с.
4. Ледяев Е. Подставьте подчиненному лестницу [Текст] / Е. Ледяев, А. Кутко // Люди Дела XXI. – 2004. – № 12-1. – С. 57-58.

УДК 658.3

ИССЛЕДОВАНИЕ МОТИВАЦИИ РЕЗЕРВИСТОВ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Фокин К.Б., Журавлева Т.О.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, fokin_kb@zsmk.ru*

Исследования в системе управления персоналом одного из производственных предприятий г. Новокузнецка позволили выявить недостатки существующей в настоящее время системы управления кадровым резервом на замещение руководящих должностей и, в частности, выявлены проблемы мотивации резервистов и действующих руководителей предприятия, которые оказывают существенное влияние на эффективность функционирования системы управления кадровым резервом в целом. К одной из таких проблем относится отсутствие системы мотивации резервистов, не получивших назначения на более высокую должность после прохождения программы подготовки. Такие сотрудники представляют особую ценность для предприятия. В их развитие вложены значительные финансовые ресурсы. В ходе подго-

товки к занятию должностей подлежащих обеспечению резервом, они существенно повышают свой потенциал, и, в большинстве случаев, «вырастают» из своей текущей должности. Для того, чтобы «удержать» подготовленных резервистов на предприятии, необходимо продумать методы их мотивации, способствующие повышению лояльности к работодателю. В противном случае, резервист может найти другое место работы. Исходя из сказанного выше, можно сделать вывод, что для успешного и эффективного управления кадровым резервом мотивация должна являться неотъемлемым составным элементов системы управления кадровым резервом.

В системе управления кадровым резервом применяются как материальные, так и нематериальные методы мотивации. Важно выбрать те из них, которые в большей мере подходят конкретному предприятию, исходя из его специфики, целей, финансовых возможностей и т.д. Материальные методы мотивации в виде денежного вознаграждения – это своего рода компенсация работнику за затраченные им усилия в процессе трудовой деятельности. В то время как нематериальные методы мотивации призваны показать сотруднику его ценность и значимость для предприятия.

Проведенное исследование среди руководителей рассматриваемого предприятия показало, что руководство по отношению к кадровому резерву, имеет следующую позицию: сам факт зачисления сотрудника в резерв – это достаточная мотивация для его профессионального развития. Данное обстоятельство указывает на нецелесообразность предложений о материальной мотивации работников, включенных в состав кадрового резерва (в виде премий, доплат и т.д.), исходя из чего, было принято решение рассматривать возможные для реализации методы нематериальной мотивации резервистов (таблица 1). Для оценки результативности данных методов проведена рейтинговая оценка методов нематериальной мотивации резервистов.

Оценка методов нематериальной мотивации резервистов, представленных в таблице 1, по критерию «результативность» проводилась по 5-ти бальной шкале, где 5 – самый высокий уровень результативности, 1 – самый низкий уровень результативности. В качестве экспертов при оценке предложенных методов нематериальной мотивации резервистов по критерию «результативность» выступали сотрудники предприятия, находящиеся в резерве на замещение руководящих должностей. Рейтинг по данному критерию составлен по результатам опроса 42 человек.

Оценка методов нематериальной мотивации резервистов, представленных в таблице 1, по критерию «затратность» проводилась по 5-ти бальной шкале, где 5 – самый дешевый метод, 1 – самый затратный метод. В качестве экспертов при оценке предложенных методов нематериальной мотивации резервистов по критерию «затратность» выступали сотрудники службы персонала. Рейтинг по данному критерию составлен по результатам опроса 8 человек.

Таблица 1 – Описание и оценка методов нематериальной мотивации резервистов

Метод мотивации	Краткое описание	Критерии оценки		Агрегированный рейтинг
		Результативность	Затратность	
1	2	3	4	5
Вручение грамот, знаков отличия. Письменная благодарность руководителя	Данный вид мотивации строится на конкурсном сравнении результатов деятельности резервистов. Награждаются резервисты, достигшие наиболее выдающихся результатов. В основе метода лежит публичное признание заслуг, ценности работника, чувство авторитета.	2	4	6
Публикации на официальном сайте предприятия достижений резервистов, результатов работы с кадровым резервом	Данный вид мотивации основан на результатах деятельности резервистов, выявлению наиболее успешных из них, помимо этого повышает информированность сотрудников.	4	5	9
Семинары и конференции по обмену опытом	Обученные резервисты делятся полученными знаниями с коллегами, дают советы менее опытным сотрудникам, которые недавно были включены в резерв на замещение руководящих должностей. Данный вид мотивации укрепляет имидж резервистов.	4	1	5

Окончание таблицы 1

1	2	3	4	5
Схемы ротации	Люди устают делать одну и ту же работу, поэтому, если после обучения резервиста нет возможности повысить его в должности, целесообразно предложить ему горизонтальную ротацию, которая повышает уровень профессионализма и способствует совершенствованию стиля управленческой деятельности.	2	4	6
«День резервиста»	В этот день вместо действующих руководителей управлением занимаются их преемники. Это хороший способ «заявить о себе» и применить знания, полученные в процессе обучения на практике.	5	5	10
Делегирование полномочий	Выполнение незнакомой работы способствует освоению новой сферы деятельности, максимальному использованию знаний и опыта сотрудника. Приучает к самостоятельности и готовит резервиста к перемещению на более высокую должность.	4	4	8
Расширение зоны ответственности (участие в проектах и т.д.)	Расширение зоны ответственности сотрудника является средством признания его возросших возможностей. Учит предлагать идеи, отстаивать свою точку зрения и принимать решения.	4	4	8
Регулярные встречи работников, включенных в состав кадрового резерва, с руководством предприятия	В результате подобных встреч создается благоприятная обстановка в рамках информационного сопровождения работы с кадровым резервом. У резервистов нет чувства «забытости» и «неуважения». В основе метода лежит моральная поддержка со стороны руководства.	5	5	10
Конкурс «Лучший резервист»	Данный конкурс предоставляет возможность самореализации, проявления инициативы и творческого подхода. В ходе конкурса резервисты развивают свои профессиональные компетенции.	3	3	6

В результате чего, основываясь на мнении экспертов, получен агрегированный рейтинг методов нематериальной мотивации резервистов, учитывающий два важных критерия (результативность и затратность внедрения). Агрегированный рейтинг методов нематериальной мотивации резервистов, представленный в таблице 1, показывает, что наибольший суммарный балл, учитывая оба критерия, набрали такие методы как регулярные встречи работников, включенных в состав кадрового резерва, с руководством предприятия; «День резервиста»; публикации на официальном сайте предприятия достижений резервистов, результатов работы с кадровым резервом. Их комплексное использование будет снижать уровень напряженности среди резервистов, способствовать повышению их лояльности к предприятию, и, в частности, к руководству. При этом данные методы не требуют от предприятия каких-либо глобальных затрат.

Исходя из вышеперечисленного, для мотивации резервистов на замещение руководящих должностей на рассматриваемом предприятии нами рекомендуется применение этих двух методов.

Рассмотрим каждый из них подробнее.

1. Регулярные встречи работников, включенных в состав кадрового резерва с руководством предприятия.

В результате подобных встреч создается благоприятная обстановка в рамках информационного сопровождения работы с кадровым резервом, решаются вопросы, волнующие резервистов. Информирование является важным элементом управления мотивацией персонала в общем, и резервистов, в частности. Если люди, работающие на предприятии, плохо информированы по важным для себя вопросам, происходит снижение их настроения на работу с высокой отдачей. Потребность в том, чтобы быть информированным, т.е. преодолеть состояние внутренней неопределенности является одной из базовых потребностей человека. Не менее важна передача информации снизу вверх: от резервистов к руководству. Это позволяет руководящему составу предприятия своевременно реагировать на проблемы, возникающие в области работы с кадровым резервом, морально поддерживать резервистов, за счет чего повышается их лояльность к предприятию. В ходе личного общения с руководством у резервистов исчезает чувство «забытости» и «ненужности», взамен которым приходит осознание своей ценности для предприятия, востребованности результатов обучения. Данный метод мотивации не несет каких-либо значительных финансовых затрат, однако, эффективно снижает уровень напряженности среди резервистов, повышает уровень их лояльности к предприятию, способствует появлению чувства статусности, а также заряжает резервистов энтузиазмом.

2. «День резервиста».

В этот день вместо действующих руководителей управлением занимаются их преемники. Это прекрасная возможность для резервистов, стремящихся к самореализации, продвижению по карьерной лестнице, «заявить о себе», посмотреть на работу руководителя изнутри, почувствовать возрос-

ший уровень ответственности, применить полученные в процессе обучения знания на практике. Безусловно, резервисты при реализации данного мероприятия столкнутся с определенными трудностями, не все будет получаться с первого раза. Эти трудности послужат неким толчком к определению недочетов в своей работе и дальнейшему саморазвитию. Здесь важно понимать, что руководство предприятия дает возможность получить сотрудникам колоссальный опыт, который пригодится в процессе профессиональной деятельности, определяет наиболее ценные и перспективные кадры, а не старается таким образом «разгрузить» действующих руководителей, дав им немного отдохнуть.

3. Публикации на официальном сайте предприятия достижений резервистов, результатов работы с кадровым резервом.

Интернет-ресурс является, пожалуй, самым дешевым способом «рассказать миру» о своем предприятии. Официальный сайт рассматриваемого предприятия содержит информацию об истории развития, основных видах деятельности и т.д. Все это формирует образ предприятия для внешнего пользователя. На наш взгляд, полезно было бы использовать сайт не только как некую «визитную карточку» предприятия, но и как активное средство информирования и мотивации сотрудников, в данном случае, резервистов на замещение руководящих должностей. Резервисты, в ходе своей подготовки на замещение руководящих должностей, занимаются самообразованием, повышают квалификацию, временно замещают руководителей, проходят стажировку в должности. И, безусловно, в ходе этого процесса каждый из них достигает определенных результатов. У кого-то они выдающиеся, у кого-то не очень. По нашему мнению, было бы полезно публиковать на официальном сайте успехи резервистов (своего рода статьи с фотографиями, указанием имен, должностей, достигнутых результатов). В таком случае у резервиста не будет чувства «забытости» и «недооцененности». Он будет понимать, что его обучили не просто так, что он важен для предприятия, результаты его работы оценены руководством, публично признаны, а значит, при первой возможности, он обязательно займет более высокую должность. Это своеобразный толчок чтобы не останавливаться на достигнутом и стремиться к дальнейшей самореализации. В то же время подобные публикации будут мотивировать и остальных резервистов к более активной деятельности. «Проснется» дух соперничества и желание «показать себя», безусловно, это касается сотрудников, нацеленных на результат и стремящихся к самореализации, а не тех, кто просто «отсиживается» в резерве в ожидании более высокой должности. Кроме того, официальный сайт можно использовать как средство информирования резервистов. Чтобы не складывалось впечатление о невозможности занять резервистом руководящую позицию, предлагается размещать на сайте информацию о резервистах, которые после успешного прохождения подготовки были назначены на более высокие руководящие должности. Причем публиковать не просто информацию о факте назначения, а с поздравлением, что отражает важность этого события для руководства

предприятия. При грамотном использовании этого метода мотивации будет разрушен «миф» о невозможности занять должность ПОР, повышена лояльность резервистов к предприятию и, в частности, к руководству, повышена их заинтересованность в результатах своего труда и проявлению инициативы.

Предложенные методы работы с резервом, выявленные на основе практических исследований реальной мотивации резервистов, будут способствовать не только улучшению процессов управления кадровым резервом предприятия, но и всей системы управления персоналом в целом.

УДК 658.3

ПЕРСПЕКТИВА КАРЬЕРЫ КАК МОТИВАЦИОННАЯ СОСТАВЛЯЮЩАЯ ПРИ РАБОТЕ С МОЛОДЕЖЬЮ

Фокин К.Б., Герасимова Е.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, fokin_kb@zsmk.ru, gerasimova_en711@mail.ru*

Ключевой особенностью региональных рынков труда, к которым относится рынок труда г. Новокузнецка, в последнее десятилетие является ограниченный приток молодежи на вакансии технические специальности и профессии. Молодежь – это перспективная основа развития любого предприятия, его трудовой и интеллектуальный потенциал, источник будущих успехов. Своевременное привлечение и, что особенно важно, удержание молодых специалистов, отвечающих требованиям организации можно рассматривать как стратегический ресурс и долгосрочный актив горно-металлургической отрасли в целом. Кадровым фундаментом любого производственного предприятия является рабочий персонал. Именно возможность карьерного продвижения, основные направления, виды и этапы карьерного роста молодых рабочих, формы профессионального обучения, зависящие от длительности работы в соответствующих должностях, а также прозрачная схема данного процесса, в качестве мотивационного фактора в работе с молодежью, предлагаются к рассмотрению в данной статье.

Сложившаяся в настоящее время экономическая ситуация в горно-металлургической отрасли предполагает, с одной стороны – сокращение затрат на производство продукции, а, с другой – повышение качества выпускаемого товара. Для решения вышеназванных задач остро встает вопрос обеспечения, как квалифицированными рабочими, так и грамотными инженерно-техническими специалистами. В настоящий момент отмечается тенденция снижения престижности рабочих профессий. Одновременно с этим можно говорить и о недостаточной подготовке потенциальных работников в учебных заведениях начального и среднего профессионального образования. Улучшить сложившееся положение можно за счет внутреннего рынка труда

предприятий, конкретно – через управление карьерой рабочих.

Организация работы с молодыми сотрудниками на производственных предприятиях – не новый процесс. У ее истоков стоит работа, направленная на реализацию принципов наставничества, передачу знаний внутри организации, подготовку молодых кадров, основы которой заложены еще в советские времена. И сегодня службы персонала многих промышленных предприятий реализуют следующие направления и проекты, направленные на совершенствование условий для развития профессиональных и корпоративных компетенций и карьерного продвижения молодежи, например:

- совершенствование системы взаимодействия с профильными высшими и средними специальными учебными заведениями;
- развитие механизмов повышения профессионализма молодых работников, в том числе конкурсов профессионального мастерства;
- развитие корпоративных компетенций молодых работников;
- формирование и развитие молодежного кадрового резерва.

Рассматриваемое в данной работе исследование было проведено на одном из производственных предприятий, где реализуются вышеуказанные направления работы. В исследовании приняли участие более 50 работников, относящихся к группе молодежи до 30 лет. В результате опроса выявлено, что многие из них, а именно 18 %, не видят, не понимают карьерных перспектив на предприятии.

Наличие информационного вакуума относительно карьерного планирования является значимым фактором для принятия решения об уходе с занимаемого места работы по причине «отсутствие карьерных перспектив».

Если же вкладывать в руки человека инструмент, позволяющий наиболее полно понять процесс его продвижения, то его мотивация к закреплению на конкретном предприятии увеличивается и он, скорее всего, захочет связать свою профессиональную деятельность с предприятием, заинтересованным в обучении и развитии своих сотрудников.

Как показывает практика, при завершении профессионального обучения потенциальные работники имеют 2-3 разряды, а это часто не соответствует уровню квалификации работ на производстве и не позволяет получать высокую заработную плату. В то же время отдельные рабочие профессии, имеющие высокие квалификационные разряды, требуют и высшего образования, и высокого общеобразовательного уровня. А это выступает прямым доказательством существования реальных возможностей планирования и развития собственной карьеры.

При введении системы профессионального продвижения рабочих необходима разработка общей карты карьерного роста, карьерограммы – наглядной схемы должностного и профессионально-квалификационного роста с указанием начальной и конечной должности и описанием каждого следующего шага для перехода на более высокую ступень. Другими словами, необходима визуализация карьерного продвижения работников в рамках конкретного структурного подразделения. Такая работа была проведена на

одном из производственных предприятий на примере прокатного цеха.

На первом этапе исследования были определены начальные и конечные точки возможного продвижения сотрудников, то есть, обозначены стартовые позиции процесса перехода со ступени на ступень работников конкретных профессий. Таковыми являются: посадчик металла, резчик горячего металла, уборщик горячего металла, штабелировщик металла, клеймовщик горячего металла. Конечной позицией в данном структурном подразделении является должность руководителя цеха.

Далее, для обеспечения многовариантности карьерного и профессионального движения устанавливались альтернативные пути перемещения работника рассматриваемой профессии.

Основными направлениями движения по карьерному пути в данном случае являются:

- межпрофессиональное продвижение (перемена профессий или специальностей, освоение новых, более сложных);
- квалификационное (повышение квалификации, разряда в пределах определенной профессии);
- повышение профессионального мастерства с установлением специальных доплат и надбавок (совмещение профессий, освоение новых и смежных трудовых функций);
- перевод в бригады, мастера, выдвижение на позиции ИТР и служащих.

Следующим шагом выступало указание конкретных условий, необходимых для перехода с одной ступени на другую.

Следует уточнить, что при отборе кандидатов на продвижение необходимо принимать во внимание следующие данные:

- минимальный стаж работы (МНС) в конкретной позиции;
- занятость на работах с особо тяжелыми и вредными условиями труда;
- отношение к труду, участие в общественной жизни коллектива, наличие поощрений за хорошую работу;
- уровень образования.

На основании представленной методики была разработана карьерограмма работников прокатного цеха, представленная на рисунке 1.

Для анализа эффективности рассматриваемой схемы среди 20 работников исследуемого предприятия в возрасте до 30 лет методом случайно выборки был проведен опрос, включающий следующие вопросы:

- Понятна ли Вам схема?
- Понятен ли Вам карьерный путь Вашей специальности?
- Если бы Вы не видели карьерных перспектив для себя в Вашем структурном подразделении и приняли решение уволиться, то эта схема:
 - а) позволила бы посмотреть на карьерные перспективы реалистично, оценить ситуацию и принять решение остаться на комбинате;

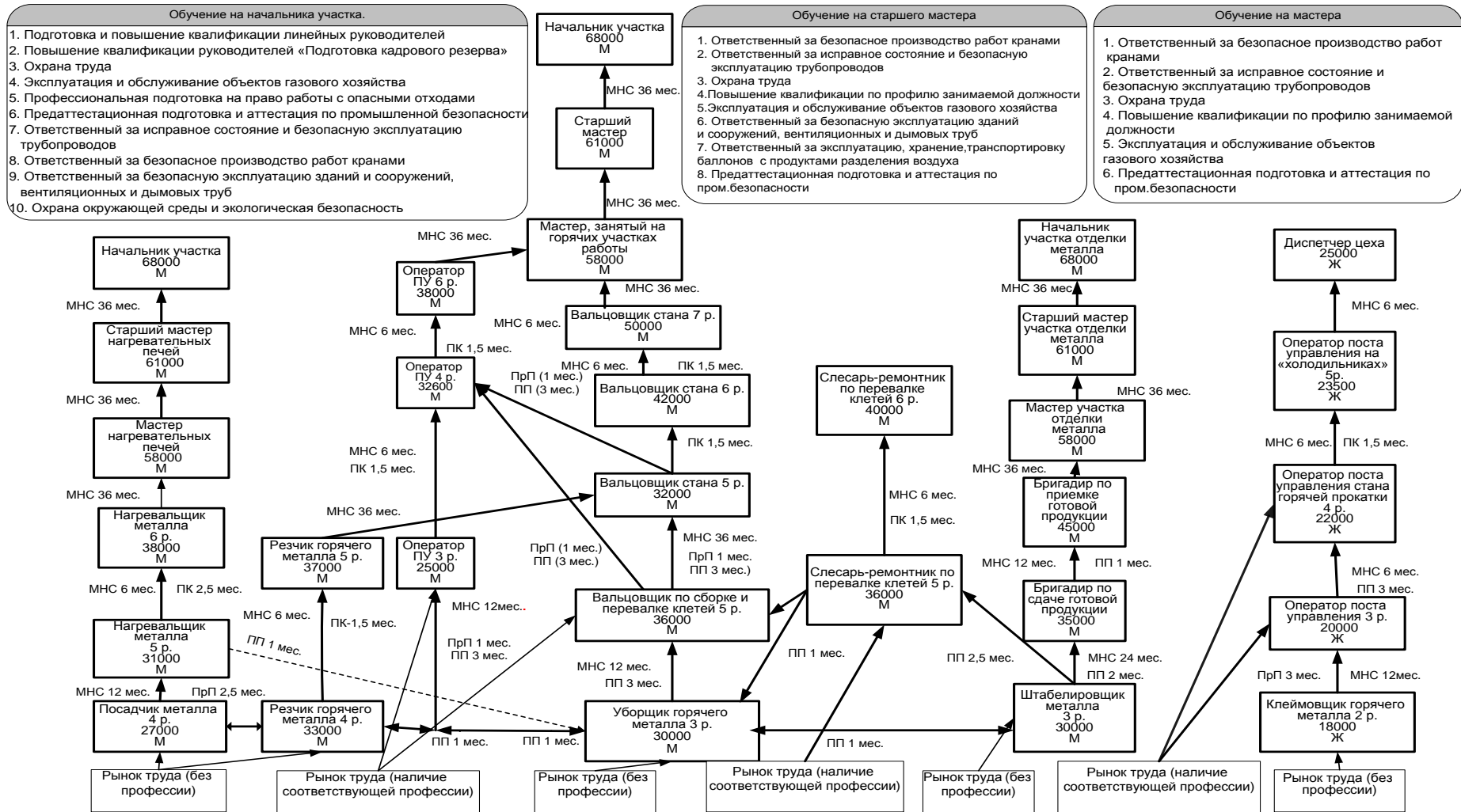


Рисунок 1 – Пример карьерограммы работников прокатного цеха

б) позволила бы посмотреть на карьерные перспективы реалистично, оценить ситуацию и все равно принять решение уволиться с комбината;

в) не дает представления о карьерных перспективах и возможностях оценить ситуацию, решение об увольнении не изменилось бы.

Из опрошенных двадцати человек – один (5 %) не понял данной схемы; три человека (15 %) – не поменяли бы своего мнения по поводу увольнения; шестнадцать человек (80 %) – приняли бы решение остаться на производстве.

Для более полного информационного охвата подобные схемы рекомендовано разработать по всем основным подразделениям и разместить на видных местах (возможно, информационных досках) непосредственно в цехах и участках предприятия.

Проведение исследования позволило сделать следующие выводы относительно принципов и требований, которые необходимо учитывать при разработке управления карьерой рабочих производственного предприятия:

– соответствие корпоративным стандартам и другим требованиям организации при продвижении на вакантную должность;

– безусловную планомерность продвижения от низших к высшим ступеням квалификации и должностей;

– непрерывность профессионального обучения и продвижения на протяжении всей трудовой карьеры;

– информированность рабочих о возможностях профессионального обучения и продвижения;

– равенство кандидатов при отборе на перемещение (возраст, стаж, уровень образования и профессиональной подготовки);

– ориентация на замещение рабочих мест высокой квалификации преимущественно за счет занятых на данном предприятии;

– ограниченность во времени пребывания рабочих на непривлекательных рабочих местах, при условии потенциала к развитию и росту;

– построение карьеры таким образом, чтобы на каждой последующей работе максимально использовались знания, опыт, полученные на предыдущем рабочем месте;

– соответствие подготовки и повышения квалификации рабочих выбранным формам продвижения.

В настоящее время предлагаемая методика визуализации карьерного продвижения находится в стадии внедрения. Начато формирование схем карьерного движения в более чем 40 подразделениях и участках с наибольшей текучестью молодых работников в возрасте до 30 лет включительно. При этом фокус внимания сосредоточен на участках, где преобладают причины текучести, связанные с отсутствием карьерных перспектив. В итоге проведенная работа позволит снизить степень неопределенности и недостаток информации у молодых работников относительно своих карьерных перспектив и повысит интерес и мотивацию для дальнейшей эффективной деятельности, что будет способствовать укреплению имиджа предприятия, как

организации, уделяющей особое внимание работе с молодежью.

Библиографический список

1. Кибанов А.Я. Основы управления персоналом: Учебник. – 2-е изд.,
2. перераб. и доп. – М.: ИНФРА – М, 2007. – 477 с.
3. Фокин К.Б., Чирькин А.С., Югов А.А., Рахмангулов Р.А. Использование конкурсных адаптационных мероприятий при формировании кадрового резерва // *Металлургия: новые технологии, управление, инновации и качество: Труды Всероссийской научно-практической конференции – Сибирский государственный индустриальный университет; под ред. С.М.Кулакова.* – Новокузнецк, 2007 – 266 с.

УДК 658.3

МОТИВАЦИЯ РЕЗЕРВИСТОВ В УПРАВЛЕНИИ КАДРОВЫМ РЕЗЕРВОМ

Фокин К.Б.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, fokin_kb@zsmk.ru*

Деятельность по формированию и развитию системы управления кадровым резервом без детального изучения и оценки особенностей мотивации участников процесса, а также без разработки способов удовлетворения потребностей и ожиданий перспективных работников является несбалансированным решением задачи развития кадрового потенциала организации. На необходимость учета индивидуальных особенностей мотивации при работе с кадровым резервом указывают авторы [1, 2]. Организация должна быть готова понять индивидуальные мотивы сотрудника и быть готова сделать нетиповое мотивационное предложение. Для одних мотивацией может выступать само выдвижение в резерв, для других – обучение, для третьих – материальные стимулы, для четвертых – возможность попробовать себя руководителем проекта. В любом случае, при выборе методов удержания резервистов необходимо также учитывать индивидуальные потребности сотрудника (например, для некоторых сотрудников более важным является материальная составляющая, а для кого-то получение более высокого статуса в компании и т.п.).

Теоретики и практики в области управления кадровым резервом выделяют различные способы мотивации резервистов. Так, например, Кибанов А.Я [3], Аширов Д.А. Егоров А.С. [4] указывают, что резервисту может устанавливаться должностной оклад, соответствующий занимаемой им новой должности, но выше предыдущего оклада, причем на него распространяются все виды материального поощрения, предусмотренные для данной должности. Музыченко В.В. [5;211], на примере компании "Пальмира", при-

водит такие формы поощрения кадрового резерва, как использование повышающего коэффициента к окладу за выслугу лет, оплата различных видов обучения и стажировок в целях обмена опытом, путевок за границу на отдых с семьей, ежемесячная надбавка за лучшие результаты продаж в предыдущем месяце, вынесение благодарности, присвоение звания "Лучший сейлсмен" и пр.

Рудавина Е., Екомасов В. [6;349] считают, что оплата сотруднику второго высшего образования и МВА также является не просто стимулирующим фактором, но и способствует закреплению сотрудника в компании как минимум на весь период обучения, а также предлагают решить проблему сдерживания назначения на резервируемую должность, переведя «резервиста» на вновь введенную должность заместителя резервируемого. Кроме того, они подчеркивают необходимость максимальной прозрачности в вопросах назначений и перемещений, чтобы сотрудники могли видеть перед собой цель и способы ее достижения.

Периодическое замещение руководителя в условиях, когда у резервистов не происходит никакого движения в карьере, а затем плановое назначение на должности заместителей, по мнению Мамонова Е. [7], полезно для резервистов потому, что оно "подогревает" их мотивацию и позволяет им попробовать свои силы и применить полученные знания и навыки.

Залюбовский И. [8] выделяет «проблему ожидания», которая, по его мнению, в значительной степени затрудняет реализацию масштабных проектов по формированию резерва, и предлагает еще на этапе формирования кадрового резерва с помощью современных методов оценки выявлять людей, для которых данная проблема не критична.

Значимым направлением при формировании и поддержке мотивации выступают различные виды новых задач и возможностей дополнительных привлечений резервистов, выходящих за рамки их обычной работы. Это могут быть и привлечение к активной работе по более широкому кругу задач с назначением ответственным за результат из решения [9], и участие в проектной деятельности [10], когда сотрудник сможет проявить себя в качестве руководителя и применить свои знания. При этом не обязательно оформлять его как руководителя (переводить на другую должность). Просто его назначают ответственным лицом, "старшим" в группе коллег. Сотруднику приятно, что ему предложили шанс проявить себя, его коллеги смогут привыкнуть к новому статусу. Воливач Н. [11] считает, что все это помогает сделать работу интересной и перспективной, т.к. полученные знания расширяют и профессиональный потенциал, и возможности дальнейшего роста. Когда помимо рутинной работы люди выполняют какие-то творческие задачи — это всегда мотивирует. Авторы [12], по результатам исследований, в качестве мотивов резервистов выделяют возможность самореализации, независимость, причастность к ключевым планам как минимум подразделения, а также возможность приобретения нового опыта, новых знаний и участия в планировании стратегий и задач организации в целом.

Эсаулова И., Кузмич А., Кухтинская Ю. [13] на примере ОАО "ЧМЗ" в качестве мероприятий, позволяющих не только развивать, но и поддерживать интерес к работе у резервистов до кадровых назначений на вышестоящие должности, предлагают следующее:

- организация стажировок резервистов на вышестоящих должностях и смежных направлениях деятельности с целью отработки управленческих навыков, развития и практической реализации профессиональных знаний в смежных областях деятельности;

- назначение резервистов на временные должности руководителей проектов, их включение в группы по реализации профильных и кросс-функциональных проектов с целью заполнения вакансий руководителей проектов из наиболее перспективных сотрудников;

- поручение резервистам наставничества молодых сотрудников с целью адаптации "новичков" наиболее перспективными и опытными работниками, создания системы передачи знаний от опытных сотрудников молодым специалистам, отработка управленческих навыков резервистами;

- использование перспективных сотрудников в качестве "проводников изменений" при организационных, производственных, экономических, стратегических изменениях в деятельности компании.

По данным исследований Муртазин Р.Р. [14] выделил ключевые факторы, делающие работу привлекательной: интересная деятельность, бросающая вызов способностям сотрудника; карьерный рост; возможности для развития; хороший руководитель (тот, кто видит успехи, слушает, доверяет); работа в окружении интересных людей; адекватная результату заработная плата. Именно на их основе он сформулировал основные практические шаги по мотивации при управлении кадровым резервом:

- «не забывать» человека после включения его в резерв. Поручать ему серьезные бизнес-проекты, требующие значительного интеллектуального и управленческого напряжения и вознаграждающиеся соответственно;

- делать кадровые назначения максимально прозрачными, только (или в подавляющем большинстве случаев) из числа отобранных резервистов. Создать для этого понятные маршруты карьерного роста и прописать критерии карьерного перехода;

- создать целостную систему развития резервистов, включающую обучение, стажировки, развивающие проекты, ротации, индивидуальное наставничество и т. д.;

- обучить непосредственных руководителей резервистов навыкам правильных взаимоотношений с подчиненными, делегированию им ответственности. Поощрять руководителей лично общаться с резервистами по поводу их текущей работы и карьерных перспектив, поддерживать самостоятельность и инициативу подчиненных;

- создать для резервистов институт кураторов — ключевых руководителей компании с большим опытом работы. Их внимание и регулярное общение с резервистами повышает у последних интерес к работе в компании;

– провести ревизию системы мотивации сотрудников, предусмотреть адекватное поощрение за реализацию сложных проектов, внедрение инноваций и т. д.

Интересный вариант решения проблемы материального стимулирования резервистов предлагает компания "Росгосстрах-Жизнь" (г. Москва) [15] – страхование жизни сотрудников как принципиально новый способ удержания, который предполагает максимальный учет интересов самого работодателя. Клиентом страховщика в данном случае является не конечный пользователь, а бизнес, которому важно удержать эффективно работающих сотрудников в компании. Делая взносы в коллективный договор страхования жизни, бизнес формирует для застрахованного сотрудника "премиальный фонд", который выплачивается ему только при условии, что сотрудник отработает в компании определенное время. То есть через оговоренное количество лет право на получение страховой суммы по риску "дожитие до установленного срока" переходит от работодателя к работнику. Если сотрудник не отработает установленное договором количество лет, договор расторгается и страхователю (в данном случае - работодателю) возвращаются потраченные деньги за вычетом расходов страховщика. Например, бизнес тратит на страхование группы резервистов один оклад в год на каждого. За пять лет накопления составят ни много ни мало пять окладов сотрудника плюс инвестиционный доход (между прочим, гарантированный договором страхования). Более пяти окладов одновременно - это очень сильная мотивация работать, и работать хорошо.

На примере исследований в одной из производственных компаний у резервистов можно выделить три основных демотиватора на собственное развитие для занятия руководящей должности: быть руководителем не престижно; уровень материальной мотивации на руководящей позиции не соответствует затрачиваемым усилиям; в компании несовершенная система управления в целом, и здравомыслящие толковые высокопотенциальные работники не мотивированы быть руководителем в такой системе управления.

Нежелание сотрудников участвовать в программе подготовки резерва и заниматься саморазвитием может быть вызвано разными причинами (см. табл. 1).

Таблица 1 – Проблемы мотивации резервистов и пути решения

Проблема	Решение
Нет мотивации к участию в резерве еще на этапе отбора (в компании плохая система управления, уровень материальной мотивации на управленческой позиции не соответствует затрачиваемым усилиям, быть руководителем не престижно*)	1. Разработка действенной системы материальной мотивации, которая сбалансировала бы соотношение «ответственность/загруженность – вознаграждение». 2. Повышение престижности работы руководителя в компании.

Окончание таблицы 1

Проблема	Решение
Недоверие программе из-за непонимания принципов отбора в резерв и назначения на новую руководящую должность	Определение четких критериев отбора в резерв, критериев успешности его участников и как следствие – требований к руководителю.
Наставники/ действующие руководители никак не мотивированы на подготовку резервистов	Разработка системы мотивации руководителей на работу с кадровым резервом**
Негативная реакция руководителя резервиста на его длительное отсутствие на рабочем месте в период подготовки (например, по причине командировок)	1. Планирование программ подготовки с условием минимального отвлечения резервиста от постоянной работы (дистанционное обучение, проведение обучающих мероприятий в нерабочее время). 2. Разработка системы мотивации руководителей на работу с кадровым резервом**
Нет системы мотивации резервистов, не получивших назначение после прохождения программ подготовки (синдром «променя забыли»), и системы удержания сотрудников с высоким потенциалом в организации	Руководство компании может придерживаться следующих позиций: 1. Договоренность «на берегу» (на этапе отбора в резерв) о том, что назначение не обязательно произойдет сразу после завершения обучения. Вариант приемлем в организациях со сложившейся корпоративной культурой, атмосферой доверия между персоналом и менеджментом. 2. Повышение материальной мотивации. Вариант подходит для молодых компаний, где оргкультура находится на стадии формирования, и атмосфера доверия пока не сложилась. Размеры дополнительных выплат могут варьироваться от 10% до 25% зарплаты (это пороговая величина чувствительности к ее повышению, без которого у подготовленного резервиста возникают мысли о смене работы). Подобные выплаты осуществляются на основании оценки результатов деятельности за период (показателей производительности, себестоимости, качества, охраны труда, трудовой дисциплины и т.п.)
<p>* Именно такие причины назвали сотрудники в ходе проведения опроса в одной из производственных компаний.</p> <p>** подробнее источник [16].</p> <p>*** В данном случае не учитывается существующая в некоторых компаниях практика заключения ученических договоров компенсации затрат на обучение при досрочном увольнении.</p>	

Рассматривая мотивацию резервистов, необходимо учитывать, что одним из демотивационных факторов является отношение вышестоящего руководителя. Если у резервиста сложились нормальные отношения с действующим руководителем, который реально занимается его развитием и подготовкой (понимая, что без этого даже очередной отпуск - проблема), то демотивация исчезает. Здесь задача именно HR-службы выстроить работу с резервом в компании таким образом, чтобы резервисты не чувствовали себя покинутыми.

Приведенные описания мотивации резервистов в управлении кадровым резервом в достаточно полной мере отражают основные аспекты данного процесса. Однако, для использования в конкретно взятой компании предложенной набор практик мотивации нуждается в доработке, учитывающей организационную культуру, специфику и текущую ситуацию в организации.

Библиографический список

1. Беспалов И.А. Девять шагов к созданию кадрового резерва. Часть 2. // Работа с персоналом (электронный журнал, www.HR-Journal.ru) [Электрон. ресурс]. Режим доступа: http://www.hr-journal.ru/articles/ov/ov_712.html
2. Ушакова Д. Кадровый резерв. Новое прочтение // Официальный сайт компании «Апрайт» [Электрон. ресурс]. Режим доступа: <http://aprait.ru/consulting/publications/34/>
3. Кибанов А.Я Основы управления персоналом [Текст]: учебник для вузов / А.Я Кибанов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: ИНФРА-М, 2007. – 447 с.
4. Аширов Д.А. Егоров А.С. Управление карьерой в организации.: Московский международный институт эконометрики, информатики, финансов и права, - М.- 2003.- 163 с.
5. Музыченко В.В. Мастер-класс по управлению персоналом. — М.: Гросс-Медиа; РОСБУХ, 2009. — 648с. — (Management-Pro).
6. Рудавина Е., Екомасов В. Большая книга директора по персоналу. – СПб.: Питер, 2011 г. – 394 с.,
7. Мамонов Е. Готовясь в отпуск - готовим заместителей // Кадровая служба и управление персоналом предприятия. 2012. № 7. с. 80 - 86.
8. Залюбовский И. Современным проектам резерва – современные технологии оценки и отбора // Управление персоналом, 2009, N 14 (219), с. 16-19
9. Большова Е. Технология формирования кадрового резерва // Кадровик. Кадровый менеджмент. 2009. N 10. С. 22 - 29.
10. Пименов А. Программа кадрового резерва, или Как выявлять и развивать лучших из лучших? / А. Пименов // Кадровая служба и управление персоналом предприятия. - 2010. - № 9. - С. 68-74
11. Воливач Н. Как создать «золотой запас» талантов // Фармперсонал: работа и обучение №20 (190) Октябрь 26, 2010 г. (электронный журнал), режим доступа: <http://pharmpersonal.ru/publs/statji/novaja-upravlenie-personalom/kak-sozdatj-zolotoj-zapas-talantov.html>
12. Годымчук А. Ю. Формирование кадрового резерва в вузе / А. Ю. Го-

- дымчук, Н. В. Козлова, Ю. В. Волков, О. Ю. Долматов, // Университетское управление: практика и анализ, 2008, №6, с. 52-56.
13. Эсаулова И., Кузмич А., Кухтинская Ю. Лига "корпоративных талантов" - для кадрового резерва. Из опыта ОАО "Чусовской металлургический завод" // Кадровик. Кадровый менеджмент (управление персоналом), 2012, N 5
 14. Муртазин Р. Формирование управленческого резерва компании (Часть 1) // Менеджмент сегодня, 2004, №4, с. 46-49.
 15. Токарский Д.А. Мотивация надолго: как создать внутренний драйв для эффективных сотрудников // Кадровик.ру, 2010, N 8.
 16. Фокин К.Б. Стейкхолдеры управления кадровым резервом: мотивационный аспект // Металлургия: технологии, управление, инновации и качество: сб. трудов Всероссийской научно-практической конференции / под ред. Е.В. Протопопова; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2011. – 268 с., с. 243-251.

СОДЕРЖАНИЕ

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ	3
Козырев Н.А., Игушев В.Ф., Титов Д. А., Шурупов В.М., Козырева О.Е. Использование порошковой проволоки хромовольфрамового металла для наплавки прокатных валков	3
Вострецов Г.Н. Восстановительная плазменная наплавка теплостойкими инструментальными сталями.....	6
Пермяков А.А., Кувшинникова Н.И., Калиногорский А.Н., Бутов П.Я., Ганженко И.М., Осокин Н.А. Технологическо-минералогические исследования кинетики процессов при профилактировании концентрата, производимого на Абагурском филиале ОАО «ЕВРАЗРУДА»	12
Запольская Е.М., Темлянцев М.В., Костюченко К.Е. Оценка влияния емкости сталеразливочных ковшей на тепловую эффективность стенов разогрева.....	18
Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Дмитриенко В.И., Голодова М.А., Осипова Ю.А. К вопросу комплексной обработки стали на установке ковш-печь конвертерным ванадиевым шлаком при продувке азотом	23
Рыбенко И.А., Мочалов С.П., Мочалов П.С. Методика и система расчета и оптимизации статических и стационарных режимов технологических процессов	29
Кулаков С.М., Зимин В.В., Кузенко А.М., Зимин А.В. Об оценивании ожидаемой эффективности нововведений в систему управления ИТ-сервисами	32
Полях О.А., Руднева В.В., Якушевич Н.Ф. Применение техногенных отходов металлургических предприятий для производства карбида кремния.....	37
НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....	43
Ходосов И.Е., Сидоров А.В. Развитие российской ресурсной базы марганцевого сырья	43
Цымбал В.П. Мини-металлургия полного цикла для развития восточных районов страны.....	45

Строкина И.В., Якушевич Н.Ф., Руднева В.В. Использование природных ресурсов томской области для получения высокометаллизированного сырья в сталеплавильном производстве	50
Немчинова Н.В., Федоров С.Н. Разработка программы для расчета материального баланса процесса выплавки кремния в рудно-термических печах	54
Кашлев И.М., Сидоров А.В., Нохрина О.И. Выбор восстановителя при производстве силикомарганца	58
Лазаревский П.П., Романенко Ю.Е., Рожихина И.Д. Исследование влияния альтернативных восстановителей на углеродотермическое восстановление марганца и кремния	64
Числавлев В.В., Фейлер С.В. Исследование восстановления железа из мелкодисперсных техногенных материалов	71
Лазаревский П.П., Рожихина И.Д., Нохрина О.И. Исследование металлургической пригодности кварцитов Сунгайского рудопроявления	75
Аксенов А.В., Васильев А.А., Никитенко А.Г. Производство меди из окисленных руд методом кучного выщелачивания. Анализ мирового опыта	81
Осипова Ю.А., Балацкий Г.В., Тарков Р.А. Расчет условий образования нитридов в расплавах на основе железа.....	85
Бигеев А.В., Брусникова А.В., Иванов А.Д., Игонина К.Е. Определение времени подъема пузырей при продувке газопорошковой струей	88
Нохрина О.И., Дмитриенко В.И., Осипова Ю.А., Балацкий Г.В., Тарков Р.А. Исследование поведения азота на различных этапах процесса производства стали	92
Протопопов Е.В., Соколов В.В., Пермяков А.А., Калиногорский А.Н. Исследование минерального состава конвертерных магниезальных шлаков для повышения износоустойчивости формируемого на футеровке гарнисажа	96
Калимуллин Р.Ф., Протопопов Е.В., Чернятевич А.Г., Жибинова И.А. Инженерное обоснование определяющих параметров газопорошкового ошлакования и торкретирования футеровки конвертеров	101

Буинцев В.Н.	
Исследование влияния химического состава стали на качество рельсового проката с использованием математической модели процесса.....	107
Фейлер С.В., Полевой Е.В., Дементьев В.П.	
Исследование распределения примесных элементов по сечению непрерывнолитой заготовки рельсовой стали	109
Вдовин К.Н., Зайцева А.А.	
Разработка чугуна для валков, легированного бором.....	112
Ширяева Л.С., Руднева В.В.	
Поведение карбонитрида хрома при рафинировании, хранении и нагревании в различных средах.....	116
Крутский Ю.Л., Дюкова К.Д., Баннов А.Г.	
Исследование процесса синтеза диборида хрома с использованием нановолокнистого углерода	121
Крутский Ю.Л., Антонова Е.В., Фролова И.С., Баннов А.Г.	
Исследование процесса синтеза диборида титана с использованием нановолокнистого углерода	124
Крутский Ю.Л., Вязьмина Ю.А., Баннов А.Г.	
Синтез тонкодисперсных порошков карбида и борида ванадия и исследование их характеристик	128
Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Дмитриенко В.И., Платонов М.А.	
Повышение качества и эксплуатационных свойств стали при модифицировании природными материалами, содержащими барий и стронций	132
Гладких И.В.	
Исследование влияния огнеупорного заполнителя из техногенного сырья на свойства жаростойкого бетона	137
Волков К.В., Колотов Е.А., Сюсюкин А.Ю.	
Реконструкция системы сжигания топлива печи с шагающими балками в рельсобалочном цехе	142
Базайкина О.Л., Темлянцев М.В., Казимиров С.А.	
Разработка малоокислительных температурных режимов нагрева многогранных кузнечных слитков	146
Уманский А.А., Мартьянов Ю.А.	
Разработка и совершенствование режимов сортовой прокатки с использованием современных методик моделирования деформации заготовок в калибрах	150

Базайкина О.Л., Темлянцев М.В. Метод расчёта времени горячей обработки и подогрева кузнечного слитка при его свободной ковке.....	157
Базайкина О.Л. Метод оценки термонапряжений при горячей свободной ковке кузнечного слитка	161
Филиппова М.В. Производство горячекатаных шаров диаметром 93 мм.....	166
Бер В.И., Сидельников С.Б., Иванов А.Г. Исследование и разработка технологии производства листоштампованных деталей сложной формы для нужд космического машиностроения	171
Сидельников С.Б., Пискажова Т.В., Белолипецкий В.М., Якивчук П.Н. Разработка математической модели литейного агрегата СЛИПП, реализующего метод совмещённого литья и прокатки-прессования для производства пресс-изделий из цветных металлов и сплавов	174
Деев В.Б., Пономарева К.В., Юдин А.С., Прохоренко А.В., Воробьева Д.С. Эффективная технология получения алюминиевого литья по газифицируемым моделям с термоскоростной обработкой расплава.....	178
Филиппов Ю.О., Еремин Е.Н., Бородихин С.А., Петров Н.Н. Технология регенерации отходов жаропрочных сплавов литейного производства для их повторного использования	182
Деев В.Б., Пономарева К.В., Юдин А.С., Прохоренко А.В., Алхимов В.Н. Получение алюминиевого литья по газифицируемым моделям с регламентированными температурными режимами плавки	187
Деев В.Б., Юдин А.С., Пономарева К.В., Цецорина С.А., Судаков В.Н. Эффективный способ формовки при изготовлении тонкостенного алюминиевого литья по газифицируемым моделям	191
Еремин Е.Н., Лосев А.С., Куземцев А.Н., Сумленинов В.К. Влияние боридных соединений на теплостойкость наплавленной мартенситно-стареющей стали.....	194
Евстигнеев А.А., Пицык В.С., Муравьев В.И. Исследование специфики структурных изменений в зонах локального разрушения трубопроводных систем нефтеперерабатывающего оборудования.....	198

Романов Д.А., Олесюк О.В., Будовских Е.А., Громов В.Е. Изучение структуры износостойких покрытий систем TiB ₂ -Al и TiC-Mo, полученных электровзрывным напылением.....	202
Гришунин В.А., Волков К.В., Иванов Ю.Ф., Громов В.Е., Алсараева К.В., Коновалов С.В. Природа повышения усталостной долговечности стали электронно-пучковой обработкой.....	211
Немчинова Н.В., Бузикова Т.А., Богданович А.Н. Металлографический анализ как эффективный способ контроля за качеством конечной продукции	216
Ноздрин И.В., Руднева В.В., Галевский Г.В. Гальванические композиционные покрытия на основе цинка с нанопорошком борида хрома.....	221
Фролов А.В., Муравьев В.И. Повышение механических характеристик сталей и сплавов упорядочением их структурной неоднородности на низких масштабных уровнях в условиях ослабления межатомных связей	225
Загуляев Д.В., Коновалов С.В., Литвиненко Н.Г., Комиссарова И.А., Алсараева К.В., Громов В.Е. Влияние магнитного поля на микроструктуру меди М00б, разрушенной в условиях ползучести	229
Невский С.А., Коновалов С.В., Алсараева К.В., Фефилова А.А., Громов В.Е. Релаксация напряжений при слабых электрических воздействиях.....	234
Сарычев В.Д., Черемушкина Е.В., Коновалов С.В., Громов В.Е. Исследование возможностей магнитно-импульсного воздействия для создания нано-градиентных структур в титане	237
Босняк М.Л., Егоров В.Ф. Перспективы развития и совершенствования вагоноопрокидывателей для разгрузки сыпучих материалов	241
Никитин А.Г., Витушкин А.В. Влияние величины хода сжатия на производительность дробилок с поступательным движением щеки	245
Никитин А.Г., Чайников К.А. Повышение качества продукции металлургических переделов, использующих валковые дробилки.....	248
Егоров В.Ф., Егоров С.В. Метод и критерии оценки неравномерности нагрузок и энергозатрат цикловых машин	252

Михайленко Н.И., Живаго Э.Я.	
Определение реакций в опорах механизмов с учетом ускорения кориолиса	257
Ворон Л.В.	
Проблемы водоснабжения газоочистки доменного производства	262
Кипервассер М.В., Ляховец М.В.	
Возможности сбережения электроэнергии на металлургических предприятиях	267
Оленников А.А.	
Об использовании энергии отходящих газов металлургических агрегатов	269
СВАРКА: НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ, МАТЕРИАЛЫ И ОБОРУДОВАНИЕ	273
Гордин С.О., Рудаков С.Г.	
Региональные источники сырья при производстве сварочных электродов	273
Крампит Н.Ю., Крампит М.А., Дмитриева А.В.	
Пути развития импульсно-дуговой сварки	277
Филонов А.В.	
Современные технологические решения управления каплепереносом	279
Князьков В.Л., Смирнов А. Н., Козлов Э.В., Радченко М.В., Князьков К.В.	
Плазменно-порошковая наплавка антифрикционного слоя повышенной твердости	282
Малушин Н.Н.	
Способы и технология изготовительной плазменной наплавки деталей машин и механизмов теплостойкими сталями высокой твердости.....	291
Крампит Н.Ю., Свяжина Н.В., Дмитриева А.В.	
Разработка модели столба сварочной дуги при импульсно-дуговой сварке.....	295
Крампит А.Г., Дмитриева А.В., Карцев Д.С., Журавский С.М.	
Анализ схем движения жидкого металла в сварочной ванне	300
Зернин Е.А., Крампит М.А.	
Расчет нагрева и плавления электродной проволоки.....	304
Тишкова Е.Е., Бахматов П.В.	
Исследование параметров режима сварки на керамических подкладках из дальневосточного минерального сырья	308

Бахматов П.В., Кузнецов А.А., Пицык В.С.	
Анализ возможностей повышения эффективности процесса ЭЛС при сварке сталей и сплавов	313
Крюков А.В., Павлов Н.В., Полищук В.А.	
Исследование процесса сварки с управляемым каплепереносом электродного металла в вертикальном и потолочном положении	318
Гордин С.О., Рудаков С.Г.	
Производство сварочных электродов в ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»	322
Ильященко Д.П., Биктимиров А.С.	
Разработка модели сварочного робота, используемого в качестве обучающего стенда для выработки практических навыков программирования	326
Крампит А.Г., Крампит Н.Ю.	
Схема воздействия импульса тока на структуру формирующегося сварного соединения.....	329
Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Ковальский И.Н., Игушев В.Ф.	
Влияние углеродфторсодержащих добавок для сварочных флюсов на газонасыщенность сварных швов	334
Кузнецов М.А., Зернин Е.А., Карцев Д.С.	
Влияние нанопорошков на перенос электродного металла при сварке плавящимся электродом в среде аргона.....	338
Смирнов А.Н.	
Новая методология оценки работоспособности и ресурса основного металла и сварных соединений потенциально-опасного оборудования ТЭК	340
Дебеляк А.А., Пицык В.С., Муравьев В.И.	
Напряженное состояние сварных соединений низкоуглеродистых сталей и сплавов	345
Пицык В.С., Муравьев В.И.	
Исследование возможности применения диффузионных соединений при производстве трубопроводных систем.....	350
АВТОМАТИЗАЦИЯ. ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ	355
Грисман С.С., Падалко А.Г.	
Проектирование информационной системы по учету материалов и технического оборудования на предприятии ООО «Ремсварсервис»	355
Островляничик В.Ю., Поползин И.Ю.	
Задачи измерения и идентификации в информационно-управляющих системах автоматизированных электроприводов горно-металлургического комплекса.....	360

Кочкин А.А. Калашников С. Н.	
Клиент-серверное взаимодействие, как ресурс повышения эффективности информационной системы	363
Маломыжева О.А., Падалко А.Г.	
Защита телефонных сетей от несанкционированного доступа.....	366
Кунин П.Н., Мурышкин А.К.	
Торможение двигателя в нереверсивном двухзонном электроприводе с независимым каналом управления полем	370
Островляничик В.Ю., Модзелевский Д.Е.	
Применение метода корневого годографа при синтезе параметров системы автоматического регулирования скорости электроприводов горно-металлургической отрасли.....	373
Островляничик В.Ю., Русских М.Ф.	
Система управления электроприводами механизмов горно-металлургического производства на основе инерциальных датчиков.....	379
ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ.....	383
Фокин К.Б., Виниченко В.В.	
Анализ факторов рынка труда	383
Фокин К.Б., Журавлева Т.О.	
Исследование мотивации резервистов производственного предприятия	388
Фокин К.Б., Герасимова Е.Н.	
Перспектива карьеры как мотивационная составляющая при работе с молодежью	394
Фокин К.Б.	
Мотивация резервистов в управлении кадровым резервом	399

Научное издание

**МЕТАЛЛУРГИЯ:
ТЕХНОЛОГИИ, УПРАВЛЕНИЕ,
ИННОВАЦИИ, КАЧЕСТВО**

Труды XVII Всероссийской научно-практической конференции

Под общей редакцией
Технический редактор
Компьютерная верстка

Е.В. Протопопова
С.В. Коновалов
Е.Ф. Мелешук

Подписано в печать 30.09.2013 г.

Формат бумаги 60×84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл. печ. л. 26,24. Уч.-изд. л. 27,81. Тираж 300 экз. Заказ 431

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Издательский центр СибГИУ