

Министерство образования и науки Российской Федерации

Департамент образования и науки Кемеровской области

Государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ»

ЗАО «Кузбасская ярмарка»

*Посвящается 80-летию Сибирского
государственного индустриального
университета*

МЕТАЛЛУРГИЯ: ТЕХНОЛОГИИ, УПРАВЛЕНИЕ, ИННОВАЦИИ, КАЧЕСТВО

*Труды Всероссийской научно-практической конференции
26 – 28 октября*

Новокузнецк
2010

УДК 669(06)+658.012.056(06)

Металлургия: технологии, управление, инновации, качество: Труды Всероссийской научно-практической конференции / Сибирский государственный индустриальный университет; Под ред. Е.В. Протопопова – Новокузнецк, 2010. – 326 с., ил. ISBN 5-7806-0245-5.

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.

Под общей редакцией профессора Е.В. Протопопова

Редакционная коллегия:

д.т.н., профессор Е.В. Протопопов,
д.т.н., профессор С.М. Кулаков,
д.т.н., профессор О.И. Нохрина,
к.т.н., профессор С.Г. Рудаков

ISBN 5-7806-0245-5

© Государственное образовательное
учреждение высшего профессионального
образования «Сибирский государственный
индустриальный университет»,
2010

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

УДК 005.52 (075.8)

ГЛОБАЛИЗАЦИЯ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ С УЧЕТОМ КРИЗИСНЫХ ЯВЛЕНИЙ

ПОЛТОРАЦКИЙ Л.М., БАРНАЕВ И.А.

*ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»
г. Новокузнецк*

Развитие мировой черной металлургии в конце XX начале XXI века характеризовалось резким ускорением процессов глобализации.

К 2008 г. мировая металлургия переживала в своем развитии период, для которого были характерны высокие цены на сталь и сырье. Главным определяющим фактором являлся высокий темп развития мировой экономики, обуславливавший рост спроса на сталь в среднем по 6 % в год. По прогнозам Международного института чугуна и стали, производство стальной продукции в 2008 г. должно было составить 1360 млн. т, а спрос на нее 1240 млн. т. При этом, увеличение мощностей по производству стали планировалось до 1520 млн. т в год, что привело бы к образованию избыточных мощностей в объеме 160 млн. т. Рост избыточных мощностей объяснялся различием темпов прироста возможного производства и потребления. Весьма умеренный ежегодный прирост мирового потребления черных металлов должен был быть перекрыт избыточными производственными мощностями технически развитых стран Запада и интенсивным ростом мощностей стран Азии, в первую очередь Китая.

Для ряда стран, таких как Россия, Китай, Бразилия, Индия было характерно отставание в металлопотреблении, что свидетельствовало о возможности увеличения уровня удельного потребления стали. Эти страны, обладающие существенным потенциалом металлопотребления, и активно развивающимися экономиками будут в перспективе играть определяющую роль в формировании спроса на сталь. Имея сравнительные преимущества по производству стали за счет наличия сырья дешевых трудовых ресурсов и низких требований по экологической безопасности, они претендуют на роль мировых лидеров в производстве и экспорте стали.

В этом отношении выделяется Китай, который за короткий срок создал современную металлургическую индустрию и вышел на первое место в мире по производству стали. Китайские металлурги все активней и агрессивней выходят на мировой рынок с готовой металлопродукцией, позиционируя себя в качестве мирового экспортера. Во многом, благодаря интенсивному развитию Китая, со второй половины 2002 г. наблюдалась положительная тенденция динамики мировых цен на металлопродукцию. Когда производство металлопродукции в Китае сравнивалось с потреблением, про-

изошло снижение емкости рынка этой страны для экспортеров, в число которых входит и Россия. Однако, потенциальная угроза мировой металлургии со стороны Китая, состоит, скорее всего, даже, не в прямой экспансии металлопродукции из рядовой стали на внешние рынки, а в экспорте металлоемкой продукции более высоких переделов (метизов, труб, продукции машиностроения).

Роль потребителей стальной продукции принадлежит развитым странам, которые слишком богаты и технологически развиты, чтобы заниматься низкими переделами. К таким странам относятся США, Япония, ЕС. Однако перестроить свою экономику на импорт стали им будет сложно, поскольку они обладают достаточно развитым металлургическим комплексом, следовательно, определенными национальными интересами по поддержке своего производителя. Наиболее безболезненный процесс состоит в импорте заготовки и в инвестировании средств за границу – в производство в развивающихся странах.

При рассмотрении препятствий развитию мировой сталелитейной промышленности разделяют избыточные мощности и неэффективные технологии. Основными чертами последних являются несоответствие выпускаемой продукции требованиям конкурентоспособности, а также энергетически высоко-затратные и экологически необеспеченные производства.

Новым подходом к сокращению избыточных производственных мощностей, поддерживаемым международными организациями и реализуемым крупнейшими мировыми производителями стали, является совместная производственная деятельность разных фирм на оборудовании принадлежащим третьим фирмам. При этом фирмами проводятся совместные научно-исследовательские работы, необходимые для практической реализации предусмотренных соглашением мероприятий и технологического взаимодействия между фирмами, при котором вся производимая заготовка полнее удовлетворяла бы потребности каждой из трех фирм. Совместная интеллектуальная собственность создаваемая в результате таких исследований и разработок, будет по перекрестным лицензионным соглашениям передаваться для использования каждой из сторон.

Проблема сырьевого характера металлопродукции будет решаться увеличением доли специальной продукции, основным критерием покупки которой будет качество, а не цена. Процессы консолидации, протекающие в отрасли, в перспективе дадут преимущества металлургам при проведении переговоров с поставщиками и потребителями и улучшат ведение бизнеса за счет «синергетического эффекта».

Образование транснациональных корпораций, производящих десятки миллионов тонн стали коснулось и государств образовавшихся после распада СССР – России, Украины, Казахстана. Металлургические предприятия этих стран либо сами стали центрами создания новых металлургических холдингов (Северсталь, ММК, НЛМК), либо были поглощены уже существующими крупными игроками металлургического рынка (Криворожсталь,

Карагандинский меткомбинат).

В 1991 г. Россия занимала в мире второе после Японии место по удельному потреблению стали (около 400 кг/чел.). В 2007 г. в России было произведено 72 млн т стали, Это соответствует удельному производству около 500 кг/чел. Однако более половины производимого российского металла шло на экспорт. Фактическое удельное потребление проката в России находилось на уровне порядка 200 – 210 кг/чел. Низкий уровень и медленные темпы роста металлопотребления в России в 90-е годы обусловлены прежде всего недостаточной конкурентоспособностью отечественного машиностроения, нехваткой инвестиционных ресурсов и низкой покупательной способностью населения.

Однако затем ситуация постепенно менялась к лучшему. К 2008 г. доля российской металлургии в промышленном производстве достигла 18 %, в составе основных промышленных фондов – 11 %, численности – 9 %, в объемах налоговых поступлений во все уровни бюджетов – 9 %, в валютной выручке – 15 % .

В мировой черной металлургии, как и в большинстве отраслей промышленности, продолжала развиваться и углубляться международное разделение труда. Развитые страны стремились закрепить за собой нишу наиболее высокотехнологичной продукции, оставляя развивающимся странам и странам СНГ роль поставщиков на мировой рынок продукции с низкой добавленной стоимостью – передельного чугуна, полуфабрикатов и некоторых видов проката. Российские предприятия были вынуждены адекватно реагировать на ужесточение требований рынка черных металлов, чтобы избежать отставания от мирового уровня.

Укрупнение компаний сопровождалось одновременным обострением конкурентной борьбы за рынки сбыта и металлургические активы, привлекательные с точки зрения синергии. В таких условиях преимущество получали высокотехнологичные компании с современным уровнем производства и менеджмента, способные оперативно реагировать на требования рынка и предложить ему широкий спектр продукции высокого качества по доступной цене.

Российские предприятия, большинство из которых серьезно не модернизировались со времен распада СССР, оказались перед трудным выбором, поскольку их оборудование и уровень технологии значительно уступал показателям основных западных конкурентов. Еще одной опасностью стало стремительное создание собственной современной металлургической промышленности странами, расположенными в регионе традиционного российского экспорта металлопродукции – Юго-Восточной Азии, и, в первую очередь – Китая.

В этой ситуации единственным выходом для российских металлургов было проведение масштабной модернизации производства с внедрением передовых металлургических технологий, систем менеджмента и управления качеством продукции.

Реализация подобных программ требовала весьма значительных финансовых ресурсов, аккумулировать которые помог спрос на металлопродукцию, сложившийся в конце 90-х годов прошлого века. Программы модернизации и реконструкции были приняты во всех ведущих российских металлургических холдингах.

В ходе реализации этих программ из эксплуатации выводилось устаревшее оборудование и технологические агрегаты – сокращалось мартеновское производство, увеличивались доля стали, разлитой непрерывным способом, производство металлопроката с покрытиями и т.п.

На предприятиях была проведена существенная работа по внедрению энергосберегающих и экологически безопасных технологий, реорганизована сбытовая служба. Во многих компаниях были внедрены системы управления качеством серии ISO.

Внедрение новых способов производства и методов управления потребовало подготовки кадров, способных успешно ими пользоваться. Учитывая дефицит на предприятиях управленческих кадров, знакомых с современными методами управления, их подготовка осуществлялась в передовых бизнес-школах России и Европы.

Проведение указанных мероприятий позволило передовым российским компаниям занять довольно значительную часть мирового рынка стали. Однако, стратегические преимущества отечественной металлургии – дешевые энергоресурсы и рабочая сила, постепенно утрачивают свое воздействие, медленно но верно приближаясь к мировому уровню.

Большое влияние на деятельность металлургии, как составной части экономики России оказал и финансово-экономический кризис 2008 г., признаки которого наблюдаются и по сей день.

До третьего квартала 2008 г. черная металлургия, как и вся экономика России в целом, показывала достаточно устойчивые темпы роста, как валового внутреннего продукта, так и объема промышленного производства. Однако, к концу 2008 г. положение в отрасли стало ухудшаться. По итогам года производство стали в России составило 68,7 млн.т. (уменьшилось на 5,2 % по сравнению с 2007 г.) проката черных металлов – снизилось на 5,1 % (до 56,2 млн. т.). При этом показатель декабря 2008 года упал на 40,7 % по отношению к декабрю 2007 года.

Металлургическая отрасль жёстко ощутила на себе последствия кризисных явлений. В 2008 году потребление металлопроката в России превышало 30 млн. т., 70 % от общего объема составлял строительный прокат. В 2009 году потребление проката сократилось почти в два раза. Восстановится рынок не ранее 2012 – 2014 годов.

До конца января 2009 г. простояли конвейеры отечественного автопрома, одного из крупнейших потребителей металлопродукции, свернуты также строительные проекты из-за недоступности и дороговизны кредитных ресурсов. Усугублял положение дел кризис ликвидности: поставщики металлопродукции взаимодействовали с десятками тысяч компаний реального

сектора экономики, и во всех сегментах нарастали неплатежи, поскольку денег у предприятий не было.

В 2007 г. в России было потреблено и переработано 37 млн. т. металлопродукции. Годом ранее, в 2006 г., – 33 млн. т. В 2008 г. прогнозы ориентировались на рост потребления до 42 млн. т, а в 2015 г. – до 55 млн. т. Однако резкое падение потребления внесло свои существенные коррективы. Глубина падения промышленного производства в России привела к тому, что достигнуть уровня потребления продукции металлургов 2006 года – 35,5 млн. т проката – будет возможно только лишь в 2012 году.

Российские предприятия столкнувшись со снижением объема производства встали перед необходимостью снижения зарплат и социальных выплат, а также с сокращения рабочей недели и рабочего дня. На период начала падения спроса на продукцию предприятий металлургической промышленности в отрасли насчитывалось 1,1 млн. рабочих мест. Самый худший прогноз позволял говорить о том, что в отрасли сохранится лишь 1 млн. рабочих мест. Таким образом, сокращение должно было составить около 10 %. Согласно мониторингу ГМПП на 1 июля 2009 года было выявлено 42 предприятия, функционирующих в режиме неполной рабочей недели. Количество сотрудников заводов и комбинатов ГМК, находящихся в простое – 10395 человек. По заявкам на 1 июля, к сокращению было намечено 25074 работника отрасли (данные были указаны нарастающим итогом, включая уже уволенных). Всего в период с октября по июль выбыло 38069 человек: по сокращению штатов – 15308 (2 % от численности сотрудников ГМК), по соглашению сторон – 5914 человек (0,8 %), по собственному желанию – 16847 человек (2,2 %).

Российское правительство предприняло ряд мер по созданию более благоприятных условий для работы отечественных металлургов на внутреннем рынке. Был усилен контроль за импортом продукции черной металлургии для недопущения поставок зарубежной металлопродукции по заниженной стоимости. Предполагалось увеличить импортные пошлины на холоднокатаный, сортовой и фасонный прокаты, оцинкованную продукцию и продукцию с полимерным покрытием. В то же время, Правительство РФ сочло нецелесообразным закупать продукцию у металлургов в резервный фонд для поддержки отрасли в условиях мирового экономического кризиса. Главный упор делался на восстановление платежного спроса на мировом рынке, поскольку внутренний спрос не покрывал всего производства металлургических компаний в России, хотя федеральные власти РФ и предпринимали усилия по стимулированию спроса путем увеличения госзаказа на металлоемкую продукцию.

В целом, по итогам первого полугодия 2009 г. сокращение видимого потребления сорта в России составило 38 %, импорт уменьшился более чем вдвое. По оценкам экспертов до 70 % строительных компаний в России испытывали серьезные проблемы с финансированием. По данным Росстата, объем строительства в России только за январь 2009 г. сократился на 16,8 %

по сравнению с январем 2008 г. и составил лишь 34,9 % от уровня декабря 2008 г. В 2009 года появились проблемы с погашением застройщиками своей задолженности перед банками, поскольку расплачиваться им по кредитам было нечем, так как у компаний резко упали продажи.

Кризисная ситуация подтвердила действенность ряда принятых или уже существовавших инструментов государственной поддержки – таких, как субсидирование промышленного экспорта. Правительством было принято решение об увеличении объема средств на эти цели в 2009 г. до 6 млрд. руб. В перечень промышленной продукции, при осуществлении экспорта которой оказывается государственная гарантийная поддержка, были внесены существенные изменения и дополнения. Было принято решение о расширении списка беспошлинно ввозимой металлургической техники, увеличение прибыли от участия в госзакупках, предложено привлечь финансовые ресурсы ВЭБа или ВТБ для дальнейшего кредитования металлургов.

Правительственной комиссией по реализации инвестиционных проектов за счет инвестфондов по представлению Министерства регионального развития были отобраны к реализации 15 проектов, по которым уже начато строительство, а инвесторы подтвердили свои обязательства по финансированию за счет собственных средств. Реализация этих 15 проектов позволит создать на период строительства до 20 тыс. рабочих мест. Причем, из 15 проектов 10 реализуются в регионах, где уже имеется напряженность на рынке труда.

Судьба региональных компаний волнует и местные власти. В ряде субъектов были пересмотрены некоторые областные целевые программы. Например, ежегодно министерство экономического развития Челябинской области формирует территориальные заказы на продукцию предприятий различных отраслей: машиностроения, металлургии, строительной индустрии, угольной промышленности. Принимаются заявки о потребностях потребителей на год и согласуются с поставщиками.

В Свердловской области по инициативе регионального министерства промышленности создан Центр кооперации и специализации, призванный помочь предприятиям металлургии и машиностроения в преодолении мирового финансово-экономического кризиса. Создание Центра было призвано устранить дублирование однотипных операций и повысить производительность труда на родственных предприятиях. В новую структуру будет поступать информация об избытке или дефиците производственных мощностей на предприятиях, разрабатываться региональные механизмы развития внутриобластной кооперации. С помощью Центра областное министерство промышленности планирует осуществлять координацию работы существующих технологических центров. Все это должно помочь загрузить заказами в первую очередь предприятия Свердловской области. Одним из первых шагов работы Центра кооперации и специализации стала подготовка и подписание соглашения между металлургами, выпускающими электротехническую сталь, и предприятиями энергетического машиностроения, в котором будут

определены основные направления их кооперации, а также меры поддержки электротехнической промышленности со стороны областного правительства.

В последнее время растет важность совместного расширения рынка черной металлургии, а также участия китайских инвестиций и рабочей силы в проектах на территории РФ. В частности, такое сотрудничество могло бы способствовать привлечению инвестиций Китая в освоение месторождений руд черных металлов, производство продукции для автомобиле- и машиностроения, что также обеспечит выход российских компаний, на рынок КНР. При этом многие отраслевые специалисты подчеркивают необходимость согласования и совместной реализации планов развития черной металлургии, прежде всего, приграничных субъектов двух стран, что позволит создать новые рабочие места, развивать инфраструктурные проекты, выпускать новый прибавочный продукт и ликвидировать дисбаланс между отдаленными регионами и центром.

Кризис отразился и на инвестиционной деятельности российских металлургических компаний. Объем инвестиций в черную металлургию РФ по итогам 2009 года составил около 100 млрд. рублей, что в 1,9 раза меньше объема инвестиций в 2008 году (199 млрд. рублей).

Объем рынка слияний и поглощений РФ в 2008 году составил \$122,4 млрд., сократившись на 23 % по сравнению с предыдущим годом. Количество сделок, объявленных в 2008 году, составило 688, что на 26 % меньше предыдущего года. В течение 2008 года на российском рынке слияний и поглощений произошли значительные изменения. В то время, как в первые три квартала рынок демонстрировал хорошие показатели при среднем квартальном объеме рынка \$38,5 млрд., в четвертом квартале 2008 году объем рынка рухнул на 80 % и составил \$6,8 млрд. США. Резкое падение рынка было вызвано началом экономического кризиса в России. Уменьшение числа сделок объясняется высокой степенью неопределенности относительно перспектив экономического развития, снижением готовности инвесторов принимать на себя финансовые риски, недостатком финансирования, вызванным кризисом ликвидности, а также гигантской разницей в ценовых ожиданиях между продавцами и покупателями. Низкий уровень активности на рынке слияний и поглощений наблюдался и в I квартале 2009 года, когда объем рынка достиг всего \$8,3 млрд.

В начале 2009 года группа ВТБ в соответствии с рекомендациями Правительства РФ продолжила наращивать объемы ресурсов, выделяемых для поддержки российской экономики. Российские металлургические и угольные компании в настоящее время должны ВТБ \$10 млрд. Это, в частности, «Русал», «Норильский никель», «Металлоинвест» и Уральская горно-металлургическая компания (УГМК).

«Внешэкономбанк» выделил в 2009 году на поддержание металлургической отрасли около \$2,5 млрд. Помощь, однако, получали лишь представители крупнейших компаний.

Стоит отметить, однако, что большой объем кредиторской задолжен-

ности может отрицательно повлиять на деятельность металлургических компаний. Так при отношении кредиторской задолженности к показателю EBITDA более 5, компания находится в состоянии латентного банкротства, когда против нее возможно возбуждение соответствующих судебных процедур.

На субсидирование процентных ставок по кредитам промпредприятий государством было выделено 11 млрд. рублей. На получение господомощи претендовали предприятия-экспортеры, машиностроители, автопром, судостроители, отрасли, производящие высокотехнологичную продукцию.

Еще одной проблемой для российской промышленности вообще и черной металлургии в частности, являлся кризис взаимных неплатежей. Виной всему – крупнейшие металлопотребляющие компании, задерживающие исполнение финансовых обязательств перед партнерами. Основная часть потребителей работает по схеме, когда 70 – 80 % используемых финансовых средств – заемные. Поэтому на вторичном рынке металлопроката снижение цены идет намного быстрее, чем это делают комбинаты, да и падает она на много ниже.

Закупки на заводах осенью 2008 г. снизились в два-три раза. В результате загрузка комбинатов в октябре оценивалась в 50 – 70 %. В этих условиях производители начали останавливать станы, ограничивая предложения на рынке. Однако ряд заводов, которые продолжали производить продукцию, отгружая ее на собственные склады и склады своих торговых домов, считая, что у них достаточно своих ресурсов, чтобы обойтись какое-то время без продаж. Правда, и у таких производителей был ряд позиций, где рыночная цена опустилась ниже себестоимости. В этом случае заводы рассматривали возможность частичной остановки производства.

На ряде предприятий несмотря на все принятые меры ситуация тем не менее достигла критических отметок. Ярким примером этого может служить ситуация на металлургических заводах группы ЭСТАР. ЭСТАР («Электросталь России»), приобретая небольшие, металлургические предприятия формировала холдинг полного цикла, делала упор на электросталеплавильный способ производства стали. Рыночным сегментом для ЭСТАР являлась продукция для нужд ЖКХ и строительства.

Арбитражный суд Челябинской области принял решение о введении процедуры внешнего наблюдения в ОАО «Златоустовский металлургический завод». Суд удовлетворил иск ОАО «Челябгипромез» с требованием признать ОАО «ЗМЗ» банкротом и ввести на нём процедуру внешнего наблюдения.

Арбитражный суд Кемеровской области 7 июля 2009 года признал обоснованным заявление ОАО «Гурьевский металлургический завод». Предприятие не могло удовлетворить требования всех кредиторов – сумма задолженности «ГМЗ» с учетом поручительства на сегодняшний день составляет 8 млрд. 273 млн. рублей при балансовой стоимости активов предприятия в 2 млрд. 163 млн. рублей.

Заявление о банкротстве Новосибирского металлургического завода (НМЗ), поданное самим заводом, областной арбитражный суд зарегистрировал 27 мая 2009 года. Сотрудники НМЗ были переведены на 2/3 оклада, а завод простаивал третий месяц из-за отсутствия оборотных средств на закупку сырья. Аналогичные иски подали еще три предприятия группы ЭСТАР: Энгельсский трубный завод (Саратовская область), а также торговые дома «Эстар» и «Эстар-ресурс».

В сложившейся ситуации жизнеспособность российских металлургических компаний зависит от того, насколько оперативно они смогут перестроить свою работу на «кризисные» рельсы, сохранив по возможности, при этом, свой товарно-производственный потенциал.

Перечень антикризисных мероприятий является достаточно универсальным и включает снижение операционных расходов за счет, оптимизации производства, сокращения численности персонала, внедрения энергосберегающих технологий и т.п.

Ретроспективный анализ показывает, что любой кризис обладает определенной цикличностью, однако большинство собственников российских металлургических холдингов не обладают опытом прогнозирования кризисов, а также вывода компаний из кризисных ситуаций. По этой причине, в частности, некоторыми из них была совершена такая системная ошибка, как приобретение зарубежных активов, оказавшихся затем недостаточно ликвидными, в ущерб развитию производства на российских промышленных площадках.

УДК 669.71

АЛЮМИНИЙ В НОВОКУЗНЕЦКЕ: НАСТОЯЩЕЕ И БУДУЩЕЕ

ГАЛЕВСКИЙ Г.В., Минцис М.Я.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

В настоящее время алюминий является самым востребованным среди цветных металлов – его мировое потребление превышает 40 млн. т в год. Несмотря на кризис, прирост потребления алюминия в 2010 г. составил около 7 %. Производство алюминия на территории Российской Федерации сосредоточено на 12 заводах. Из них 4 находятся в европейской части, 2 – на Урале и 6 – в Западной и Восточной Сибири. 10 алюминиевых заводов пущены в период с 1932 по 1966 гг., 1 – Саяногорский алюминиевый завод – в 1985 г., и еще 1 – Хакасский алюминиевый завод – в 2007 г. Общий объем производства алюминия составляет около 4 млн. т в год. Все заводы входят в состав компании «Русский алюминий», транснациональной по своим энерго-сырьевым и производственным активам, еще достаточно молодой, но амбициозной, объединившей в течение 10 лет весь российский алюминиевый

бизнес и устойчиво входящей в тройку ведущих мировых производителей. Анализ состояния основных производственных мощностей, инвестиционной и технической политики компании позволяет представить её следующий технологический-экологический и социальный портрет:

- мировое лидерство по эксплуатации устаревшего экологически опасного основного оборудования – электролизеров с анодом Содерберга. Поэтому 75 % выпускаемого алюминия производится на электролизерах такого типа. Применение устаревшего оборудования приводит к крайне низкой производительности труда, составляющей 140 т/чел, в то время как на зарубежных предприятиях она достигает 250 т/чел. Следует отметить, что ведущие мировые производители алюминия в последней четверти 20-го столетия реконструировали большинство своих заводов, заменив электролизеры с анодом Содерберга на электролизеры с обожженными анодами. Такая реконструкция стала неизбежной вследствие ужесточения национальных экологических законодательств. Сравнение показателей ряда заводов до и после реконструкции, например, Грундартанги (Исландия) и Наг-Хаммади (Египет), свидетельствует о чрезвычайно высоком уровне реконструкции, позволившей создать производство, полностью соответствующее современным технологическим и экологическим стандартам;

- относительно низкая доля продукции высокого передела, только к 2015 году планируется довести её до 50 %;

- слабое освоение рециклинговых технологий; эколого-экономическая привлекательность рециклинга предопределила высокий интерес к нему ведущих алюминиевых производящих корпораций; прогнозируется, что к 2030 г. доля вторичного алюминия в общем производстве составит более 40 %;

- невысокий уровень социальной ответственности во взаимодействии с российскими регионами, отсутствие равноправного социально-экономического партнерства, что проявляется в многолетнем игнорировании реальных экологических угроз в районах производства алюминия, относительно низком уровне заработной платы работающих и объемах финансирования социальных проектов: в компании «РУСАЛ» доля заработной платы в структуре себестоимости, включая топ-менеджмент и социальные программы, одна из самых низких в алюминиевом бизнесе и не превышает 8 %; численность работающих в условиях, не отвечающих санитарно-гигиеническим нормам, составляет до 83 %.

Общая характеристика Новокузнецкого алюминиевого завода приведена в таблице 1. Завод был пущен в эксплуатацию 7 января 1943 г. (электролизный цех № 1, 1-я промплощадка). С этого времени Новокузнецк стал поставщиком не только бронзового, но и крылатого металла. В 60-х годах ведутся интенсивные работы по строительству и пуску электролизного цеха № 2 (2-я промплощадка). С момента пуска завод использует технологию Содерберга и электролизеры с боковым (цех № 1) и верхним (цех № 2) токоподводом на силу тока до 104 и 170 кА соответственно. Мокрая газоочистка обеспечивает частичное обеспыливание и обезвреживание отходящих техно-

логических газов. В 2009 г. завод достиг рекордного объема производства – 318 тыс. т алюминия. В этом объеме 87 % составляет обычный чушковой алюминий и только 13 % – сплавы.

Таблица 1 – Общая характеристика Новокузнецкого алюминиевого завода («РУСАЛ – Новокузнецк»)

Характеристика	Количественная оценка		
Год пуска	1943 – электролизный цех № 1, 1-ая промпло- щадка 60-е годы – электролизный цех № 2, 2-ая промпло- щадка		
Реализуемая технология и система газоочистки	Технология с анодом Содерберга: 1-ая промпло- щадка 400 электролизеров с БТ, 88, 104 кА; 2-ая промплощадка 530 электролизеров с БТ, 140, 170 кА. Система газоочистки – мокрая, с частичным обеспыливанием и обезвреживанием		
Численность работающих	2260 чел.		
Объём производства (2009 г.)	318 тыс. т Al, в т.ч. 87 % – чушковой алюминий, 13 % – сплавы		
Год вхождения в компа- нию «РУСАЛ»	2001		
Наличие сертифициро- ванных систем менедж- мента качества (СМК) и экологического менедж- мента (СЭМ)	СМК – с 2001 г. СЭМ – с 2007 г.		
Абсолютные и относи- тельные выбросы завода: всего пыль диоксид серы диоксид углерода фтористые соединения ПАУ (БаП)	Абсолютные, т/сутки 137,15 55,2 2,3 75,0 4,6 0,05	Относительные, кг/т Al 157,47 63,4 2,7 86,0 5,3 0,06	Международные стандарты, кг/т Al 2,0 – – 1,0 0,015
Реконструкция: – в планах завода – в планах компании	1991 – 1993 гг. – разработан, но не осуществлен: – перепрофилирование ЭЛЦ-1 на рециклинг (проект фирмы «Re-Metall») – перевод электролизеров ЭЛЦ-2 на обожженные аноды (проект фирмы «VAW Aluminium») Совершенствование существующей технологии Содерберга		

При оценке значения и роли алюминиевого завода для Новокузнецка, по-видимому, необходимо учитывать следующие факторы:

1) По оценкам социологов, жизнь примерно 75 тыс. горожан прямо или косвенно связана с алюминиевым заводом, что подтверждает его высокий градообразующий статус.

2) Алюминиевый завод постоянно реализует ряд ориентированных на город социальных программ.

3) Алюминиевый завод формирует определенную достаточно стабильную налогооблагаемую базу.

4) Алюминиевый завод представляет для города и региона значительную экологическую угрозу. Суточные выбросы завода превышают 130 т. Следовательно, алюминиевый завод представляет собой концентрированный очаг выбросов в атмосферу токсичных веществ, в т.ч. канцерогенного и мутагенного действия. Экологическая ситуация усугубляется еще и тем, что завод находится в пределах городской черты и осуществляет свою деятельность фактически в условиях слияния промышленной и жилой зон, хотя и располагает санитарно-защитной зоной 1 класса (не менее 1000 м от крайних источников загрязнения). Такое предприятие может функционировать только в условиях чрезвычайно либерального экологического законодательства и щадящих его инструкций по определению состава и объемов выбросов, рожденных Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору.

Возникает естественный для российской действительности вопрос: что делать? Представляется, что пришло время г. Новокузнецку и Кузбассу в целом сказать «Нет» тупиковой политике так называемого постепенного совершенствования действующих технологии и оборудования, проводимой управляющей компанией, положить конец её технологическому и экологическому беспределу, обязать принять её и реализовать краткосрочную, инвестиционнообеспеченную программу превращения Новокузнецкого алюминиевого завода в современное, экологически безопасное предприятие. Допуская многовариантность подходов к разработке такой программы, считаем, что основу её должны составить следующие положения:

1) Вывод из эксплуатации электролизеров с боковым токоподводом на 1-ой промплощадке. Эти электролизеры были спроектированы и введены в эксплуатацию более 60 лет назад, и к настоящему времени морально и физически устарели. Значительная часть технологических операций, особенно по обслуживанию анода, производится вручную в крайне неблагоприятных санитарно-гигиенических условиях. Выполнение многих операций по транспортировке грузов затруднено из-за крайне низкой грузоподъемности мостовых кранов. Здания корпусов основательно обветшали и в них невозможно установить более мощные агрегаты из-за малых размеров. Считаем, что электролизеры с анодами Содерберга и боковым подводом тока в дальнейшем использовать нецелесообразно из-за низкой производительности труда, весьма тяжелых санитарно-гигиенических условий для персонала, высоких

затрат на вентиляцию, сбор и очистку отходящих газов. Для завода дополнительным стимулом для вывода электролизеров этого типа из эксплуатации является крайне высокая стоимость электроэнергии, которая более чем на 40 % выше по сравнению с электроэнергией для мощностей, установленных на 2-ой промплощадке завода. Происходит это потому, что 2-ая промплощадка получает энергию по федеральным сетям, а 1-ая – по межрегиональным, стоимость транспортировки энергии по которым почти в 4 (!) раза выше, чем по федеральным. Такой подход к тарифам на электроэнергию для предприятия, на которое приходится около 16 % всей электроэнергии, потребляемой в Кузбассе, не имеет аналогов ни в России, ни за рубежом. Вывод мощностей 1-ой промплощадки должен проводиться постепенно, по мере реконструкции 2-ой, что обеспечит сохранение объема производства.

2) Реконструкция мощностей 2-ой промплощадки, проводимая с целью обеспечения экологической безопасности производства и улучшения его технико-экономических показателей, повышения производительности, снижения энергопотребления и др. Нам представляется, что в основе реконструкции должен быть переход от технологии электролиза с анодом Содерберга с верхним токоподводом к технологии с обожженными анодами, использование и частичное восстановление зданий электролизных корпусов и преобразовательных подстанций, сохранение продольного расположения электролизеров, мокрой системы очистки отходящих газов, поставки обожженных анодов соответствующим производством строящегося компанией Тайшетского алюминиевого завода. Это позволит в электролизных корпусах № 7, 8, 9, 10 вывести электролизеры типа С-3 на силу тока 140 кА и на их месте установить электролизеры с обожженными анодами на силу тока 175 – 180 кА. В корпусах № 11 и 12 вместо электролизеров типа С-8БМ на силу тока 170 кА установить электролизеры с обожженными анодами на силу тока 220 – 225 кА. Прогнозируемые параметры, технико-экономические и экологические показатели электролизеров после реконструкции приведены в таблице 2. Монтаж новых электролизеров целесообразно производить группами по 5 – 10 штук, начиная с любого конца серии, для чего необходимо предусмотреть монтаж обводной ошиновки, которую затем можно будет передвигать на следующую модернизируемую группу электролизеров. На преобразовательной подстанции необходимо будет предусмотреть установку дополнительного подпиточного агрегата на силу тока до 32 кА. По завершению реконструкции мокрую систему очистки отходящих газов желательно заменить на сухую.

Такая реконструкция позволит обеспечить производительность завода по первичному алюминию на уровне 250 – 260 тыс. т/год. При этом по основным экологическим показателям реализуемая технология будет соответствовать международным согласованным стандартам для алюминиевой промышленности и будут прекращены выбросы наиболее агрессивных и высокотоксичных веществ. Отпадает необходимость в производстве анодной массы, флотации и утилизации электролитной пены, накоплении шламов.

Таблица 2 – Настоящие и прогнозируемые после реконструкции параметры, технико-экономические и экологические показатели электролизеров НкАЗа

Параметры и показатели	Электролизеры			
	в настоящее время		после реконструкции	
	С-3	С-8БМ	С-3	С-8БМ
Сила тока, кА	141,0	170,0	175,0	220,0
Производительность, кг/сут.	1015	1210	1300	1630
Выход по току, %	89,1	88,4	92,0	92,0
Расход технол. э/энергии, кВт·ч/кг Al	15,5	15,9	14,0	14,0
Площадь анода, м ²	18,738	23,94	20,3	26,39
Анодная плотность тока, А/см ²	0,75	0,71	0,862	0,833
Площадь подины, м ²	30,72	38,72	27,82	33,46
Соотношение площадей анод/подина	0,61	0,62	0,73	0,788
Срок службы электролизера, сут.	1800	1800	2500	2500
Периодичность загрузки Al ₂ O ₃ , раз/сут.	8,5	9	АПГ	АПГ
Частота анодных эффектов, раз/сут.	1,27	1,33	0,1	0,1
Выбросы, кг/т Al				
– пыль	63,4	18		
– фтористые соединения	5,3	0,4		
– фторуглеродистые соединения	0,8	0,06		
– ПАУ	0,06	0		
Число электролизеров в серии	160-180	180	160-180	180

Предполагаемый объем инвестиций составит около 500 млн. дол. США, продолжительность реконструкции – до 4 лет. Территория 1-ой промплощадки может быть использована для организации другого, но экологически безопасного производства, например, рециклинга вторичного алюминия в высокотехнологическом варианте его реализации.

УДК 669.187

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРОИЗВОДСТВА РЕЛЬСОВ ИЗ ЭЛЕКТРОСТАЛИ

КОЗЫРЕВ Н. А.

**ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк**

В силу ряда причин рельсовая сталь в Российской Федерации выплавлялась до недавнего времени только в мартеновских печах и разливалась

только в изложницы, что ограничивало технологические возможности металлургов для существенного и резкого повышения качества стали, используемой для производства рельсов.

Освоение производства железнодорожных рельсов из непрерывнолитой электростали явилось принципиальным этапом в развитии рельсового производства. Уже первые результаты, полученные при отработке новой технологии выплавки в условиях электросталеплавильного цеха ОАО «Новокузнецкий металлургический комбинат» в 1995 – 2000 годах, показали значительное повышение качественных показателей рельсов по сравнению с рельсами, производимыми из стали, выплаваемой в мартеновских печах по всем наиболее важным характеристикам – степени загрязненности неметаллическими включениями, комплексу физико-механических свойств в нетермоупрочненном и термоупрочненном состоянии, качеству поверхности и макроструктуры [1 – 2].

Производство в промышленном масштабе на комбинате начато в 2001 г., потребителям было отгружено 5100 т рельсов из непрерывнолитой электростали, что составляло 0,88 % от всего объема произведенных рельсов на комбинате. Уже в 2002 г. доля рельсов из электростали составила 66 % от общего объема поставок, а в 2006 г. комбинат полностью перешел на их производство. Сегодня на железные дороги РФ и ряда стран СНГ отгружено более 5 млн. т рельсов, изготовленных из стали, выплавленной в дуговых электросталеплавильных печах, что ежегодно составляет 65 – 70 % от общего объема производимой в нашей стране рельсовой продукции (с учетом производства рельсовой продукции, выпускаемой в условиях ОАО «Нижнетагильский металлургический комбинат» из кислородно-конвертерной стали).

Освоение технологии производства рельсов из электростали позволило в короткий период времени существенно улучшить основные качественные показатели продукции и разработать новые, в том числе не имеющих аналогов в мире, технологии производства и марки стали для производства рельсов. В ходе разработки и освоения технологии выявлены основные тенденции, указывающие на большую перспективность такого производства [3].

Современная дуговая электросталеплавильная печь (ДСП) позволяет:

- Производить быстрое расплавление металлошихты и нагрев металла в печи за счет энергии электрических дуг по сравнению с теплотой от сжигания природного газа и мазута, как в случае мартеновской печи, или с теплотой, выделяемой от экзотермических химических реакций, как в случае с кислородным конвертером. Кроме того, интенсификация нагрева на современных печах проводится дополнительно за счет газокислородных стеновых горелок и угольного топлива, широко внедряются способы дожигания СО в подсводовом пространстве печи и предварительный подогрев металлолома. Современная дуговая печь – это высокоэффективный агрегат для переплава металлолома.

- Использовать в качестве шихтовых материалов металлолом, жидкий

и твердый чугун в любом сочетании, также при необходимости возможно использование неподготовленного и негабаритного металлолома. Накопленный в мире металлофонд около 30 млрд. т стали требует разработки эффективных способов утилизации металлолома. Нами разработаны технологии производства рельсовой стали в электропечах с переплавом металлолома с твердым чугуном, а также эффективная технология производства рельсов с использованием до 50 % жидкого чугуна [4 – 7]. При этом показано, что применение жидкого чугуна позволило значительно сократить (за счет разработки энерготехнологических режимов) длительность плавки, уменьшить расход электродов на 0,2 кг/т, электроэнергии на 70 – 100 кВт·ч/т, снизить загрязненность стали неметаллическими включениями и уменьшить концентрацию регламентируемых ГОСТ Р 51685 остаточных элементов.

– Производить интенсивное обезуглероживание в печи, причем возможно проведение процесса как за счет твердых окислителей, так и газообразного кислорода, подаваемого в печь посредством сводовых водоохлаждаемых и дверных фурм. Если скорость выгорания углерода в мартеновской печи при работе на твердом окислителе составляет 0,20 – 0,40 %С/ч, то при введении газообразного кислорода через скорость выгорания достигает 2,5 – 3,5 %С/ч. Причем процесс расплавления в сверхмощных современных ДСП совмещен с окислительным периодом.

– Проводить хорошую дегазацию стали и удаление неметаллических включений в печи за счет интенсификации процесса обезуглероживания. Причем, если выплавка стали в мартеновской печи при незначительной скорости окисления углерода обеспечивает получение содержания кислорода в стали без внепечных методов, то при использовании кислородного конвертера после интенсивной кислородной продувки и выпуска под окислительным шлаком необходимо использование вакуумирования для дегазации стали, без операции вакуумирования содержания кислорода в мартеновских печах (220 – 420 ppm), в кислородном конвертере (до 900 ppm). Первоначально отработанная технология выплавки стали в электропечах осуществлялась без средств внепечной обработки (вакууматора и агрегатов «печь-ковш»), поэтому технология базировалась на проведении выплавки в одном агрегате (под окислительным и восстановительным шлаком), в связи с чем для хорошей дегазации были введены ограничения по содержанию углерода при расплавлении (не ниже чем на 0,10 % выше верхнего предела содержания его в готовой стали) и количеству окисленного углерода (раскисление в печи осуществляли при достижении содержания углерода не более чем на 0,15 % ниже нижнего марочного предела), обеспечивающие содержания кислорода в готовой стали до 420 ppm. Сегодня разработаны технологии выплавки стали с использованием средств внепечной обработки, обеспечивающие стабильное содержание кислорода в готовой стали порядка 20 ppm и менее. Однако на первоначальной стадии освоения технологии было показано, что даже без средств внепечной обработки только электропечь обеспечивает требуемое

качество по неметаллическим включениям (так как в конечном итоге снижение концентрации кислорода предопределяет количественный и качественный состав неметаллических включений, а следовательно и эксплуатационную стойкость рельсов), кроме того, было показано, что ДСП успешно совмещает преимущества кислородного конвертера по дефосфорации стали с достоинством мартеновской печи по десульфурации. Однако, справедливо было отметить, что при развитости средств внепечной обработки (наличии агрегатов «ковш-печь» и вакууматоров) данные преимущества нивелируются и определяющим для качества являются технологии внепечной обработки и разливки рельсовой стали на МНЛЗ.

По уровню водорода отличий при прочих равных условиях в сравниваемых агрегатах практически нет, а без средств вакуумирования проведение противоблоксной обработки в коробах и ямах замедленного охлаждения обязательно. При обеспечении массовой доли водорода в жидкой стали перед разливкой не более 2,0 ppm противоблоксная обработка заготовок и рельсов не требуется.

Уровень азота в электростали (60 – 150 ppm) значительно выше мартеновской (40 – 60 ppm) и кислородно-конвертерной (30 – 60 ppm). Однако, для рельсовой стали высокое содержание азота целесообразно, в связи с тем, что азот способствует измельчению зерна и повышению ударной вязкости стали при положительных и отрицательных температурах за счет карбонитридного упрочнения стали. Высокое содержание азота позволяет проводить выплавку рельсовой стали низкотемпературной надежности без использования азотированных сплавов [8, 9].

– Проводить экономичное легирование. Как было указано выше, технология плавки для ДСП базировалась на проведение плавки в одном агрегате под окислительным и восстановительным шлаком и в целом копировала технологию мартеновской плавки. При выплавке стали в мартеновских печах раскисление проводилось комбинированно (с раскислением шлака в печи и металла в ковшах), в конвертере раскисление производилось вследствие высокой окисленности шлака и большого его количества только в ковше, причем для производства рельсовой стали вследствие введения большого количества легирующих добавок, особенно для производства хромистых рельсов, необходимо использование агрегата «печь-ковш». При организации производства рельсовой стали в электропечах при отсутствии средств внепечной обработки (или их неразвитости) возможно легирование стали как в печи (с проведением предварительного раскисления шлака в печи), так и в ковше при выпуске стали из печи. Кроме того, вследствие возможности более высокого нагрева стали в печи перед выпуском возможна организация значительных добавок за печью на установках по продувке стали аргоном (или азотом) без «закозлений» ферросплавов в ковше. При хорошо организованной в цехе внепечной обработке возможен бесшлаковый выпуск из печи нагретого углеродистого полупродукта с доведением его до требуемого химического состава на агрегате типа «печь-ковш» и вакууматоре [10 – 12].

Только в дуговой печи вследствие достижения высоких температур и возможности формирования высокоосновных раскисленных шлаков возможна реализация технологии прямого легирования стали (ТПЛ) (присадка в печь оксидных руд с последующим раскислением шлака с целью восстановления легирующих элементов и перевода их в металлический расплав). В конвертере такой процесс невозможен из-за высокой кратности и окисленности шлака, а в мартеновской печи из-за пониженной температуры и невозможности перегрева шлака для дополнительного восстановления легирующего элемента. В условиях дуговых электропечей разработаны технологии ТПЛ ванадием из ванадийсодержащего конвертерного шлака [13]. Использование ТПЛ в ковше приводит при раскислении стали в ковше к повышенному уровню загрязненности неметаллическими включениями за счет невосстановленных оксидов легирующих (восстанавливаемых) металлов и за счет окисления материалов, идущих на восстановление оксидных материалов (при восстановлении алюминием возможно получение недопустимых включений глинозема).

– Гибко изменять тепловой баланс плавки. Следует отметить, что если тепловой баланс мартеновской печи и, тем более, кислородного конвертера зависит от тепла химических экзотермических реакций, то при выплавке стали в электропечи недостаток тепла химических реакций легко компенсируется введением энергии посредством электрических дуг.

Ввиду того, что стоимость энергии природных энергоносителей постоянно возрастает, а стоимость электричества неуклонно снижается благодаря совершенствованию электрогенерирующих станций, наиболее дешевым, технологичным и экономичным с точки зрения теплового баланса способом производства стали из лома в настоящее время и в перспективе является его переплав в сверхмощных ДСП. Энергоемкость доменно-конвертерного производства более 35 ГДж/т, электроплавильного (с использованием лома до 30 ГДж/т) [14].

– Получать сталь различного химического состава. Сегодня в ДСП выплавляется широкий спектр рельсовой стали для производства железнодорожных рельсов эксплуатирующихся в различных условиях: повышенной чистоты по неметаллическим включениям из стали марки Э76 [15], низкотемпературной надежности из стали марки НЭ76 [8], хромистых из стали марки Э76ХСФ [16], заэвтектоидных, повышенной износостойкости, дисперсионно-упрочненных из стали марки Э83Ф, Э90АФ [17 – 19], бейнитных из стали марки Э30ХГ2САФМ [20] и других.

Производство рельсовой стали в мартеновских печах и кислородных конвертерах, особенно с высоким содержанием хрома, никеля или меди, при переработке только металлолома невозможно (в связи с необходимостью использования жидкого чугуна для обеспечения теплового баланса плавки). Причем рельсы, изготовленные из бейнитной стали, могут производиться в ДСП только из металлолома, а при наличии в металлоломе «цветных» при значительной экономии хром и никельсодержащих ферросплавов.

Производство легированной рельсовой стали в мартеновских печах затруднено, а в кислородно-конвертерных печах невозможно из-за высокой окисленности шлака, в связи с этим, для успешного легирования, необходимо использование установок «печь-ковш». В ДСП выплавка высоколегированных сталей, в том числе хромистых рельсовых, разработана и может осуществляться без агрегатов «печь-ковш».

Химический состав рельсовой электростали отличается от мартеновской и конвертерной повышенным содержанием цветных металлов (хрома, никеля и меди), несколько большим содержанием алюминия и фосфора, а также пониженным содержанием серы и более высоким содержанием азота. Повышенное содержание азота, в следствие карбонитридного упрочнения электростали, и предопределяет при прочих равных условиях более высокий уровень механических свойств стали и повышенную эксплуатационную стойкость.

– Получать сталь с высоким уровнем механических свойств и высокими эксплуатационными показателями. Освоение производства рельсов из электростали показало, что прочностные свойства рельсов из электростали даже в нетермообработанном состоянии на 40-60 МПа выше, чем из мартеновской при том же уровне пластических свойств, а твердость выше на 10 – 15 НВ.

Известно, что эксплуатационные показатели рельсов предопределены неметаллическими включениями. Первые опыты показали, что электросталь значительно чище мартеновской: средняя длина неметаллических включений (строчек глинозема, нитридов и карбонитридов титана) не превышает 0,5 мм, длина строчек пластичных силикатов в 1,5 – 2 раза меньше, чем в мартеновской рельсовой стали, электросталь в 2 – 2,5 раза чище по сульфидным включениям. Сегодня же длина строчки достигает рекордных величин (длина строчки менее 0,079 мм), в связи с чем рельсы обладают повышенной износостойкостью. Установленные на Восточно-Сибирской железной дороге рельсы из непрерывнолитой электростали по сравнению с рельсами из мартеновской за 10 месяцев эксплуатации показали более высокую износостойкость. При первоначальной ширине головки рельса 72 мм остаточная ширина головки на нормальном участке пути из мартеновской стали составила 63,7 мм, из электростали 66,3 мм; а при выходе из кривой соответственно 64,4 и 68,7 мм. Рельсы из непрерывнолитой электростали, уложенные по четному (II) пути, – 5266 км в кривой с радиусом кривизны 295 м, подъем 8,8 %, при пропущенном тоннаже 125 млн. т брутто показали боковой износ 15,5 мм, в то время как стандартные рельсы, уложенные по четному (II) пути, – 5264 км с радиусом кривизны 300 м, подъем 6,4 %, при пропущенном тоннаже 76 млн. т брутто показали боковой износ 17,5 мм.

Полигонные испытания, проведенные на Экспериментальном кольце ВНИИЖТ, состоящем из более 20 участков различной протяженности (от 50 до 800 м) с радиусами кривизны от 391 до 1000 метров с прямыми вставками и вагонной осевой нагрузкой 27 – 30 тс/ось, массой поезда до 10 тыс. т, ско-

ростью – 70 км/ч, ежедневной наработкой до 1,5 млн. т брутто, показали высокую эксплуатационную стойкость рельсов из электростали. Оценку эксплуатационной стойкости и надежности рельсов проводили по пропущенному тоннажу до получения нормированного отказа рельсов, равного 20 %. Испытания рельсовой стали различных способов выплавки показали высокую перспективность использования рельсов, изготовленных из электростали с раскислением ванадием и силикокальцием, особенно электростали с разливкой на МНЛЗ. Так, тоннаж при 20 %-ном изъятии для мартеновской стали без раскисления ванадием составил 181,9 – 238,6 млн. т бр., мартеновской стали с раскислением ванадием и силикокальцием – 536,4 млн. т бр., электростали, выплавленной с использованием ванадия и силикокальция с разливкой в изложницы, – 738,2 млн. т бр., с разливкой на МНЛЗ – 1300 млн. т бр. Уровень 80 %-ного ресурса рельсов, произведенных по самым современным технологиям, по результатам таких же полигонных испытаний рельсов производства таких компаний, как Nippon Steel Corporation (Япония) и Cogus (Франция) устойчиво превышает 1000 млн. т брутто.

Достигнутые результаты позволили увеличить нормы гарантийной наработки тоннажа для рельсов повышенных категорий качества на 30% и создать возможность увеличения нормативной наработки рельсов из непрерывнолитой электростали на 15 %.

– Обеспечить высокую производительность, экономичность и рентабельность производства. Электросталеплавильное производство оснащено установками внепечной обработки и непрерывной разливки стали, что создает возможности существенного повышения качественных показателей при производстве рельсов. Первые опытные плавки показали, что качество макроструктуры и поверхности слитков рельсовой электростали не хуже мартеновской, а качество макроструктуры и поверхности непрерывнолитой заготовки обеспечивает выход рельсов I сорта в длине 25 метров более 97 %. Эксплуатационные затраты на производство мартеновской стали по ряду показателей (огнеупоры, ферросплавы, топливо, и др.) значительно выше электростали, в связи с чем экономическая эффективность производства рельсов из электростали стабильно более высока.

При производстве железнодорожных рельсов из электростали возможно получение ряда уникальных эксплуатационных показателей, необходимых для железных дорог РФ, при этом цена на рельсы подобного типа гораздо выше серийных, что в итоге должно предопределять высокую рентабельность производства.

– Организовать экологически чистое производство. Производство стали из металлолома по сравнению с производством из металлолома и жидкого чугуна обеспечивает гораздо меньше выбросов. При производстве стали в конвертерном производстве выделяется 1922 кг CO₂/т стали против 642 кг CO₂/т стали в электросталеплавильном [15]. Таким образом затраты на газоочистку за электропечами несколько ниже, чем за кислородными конвертерами при одинаковой степени очистки отходящих газов.

Выводы. 1. В результате проведенной на ОАО «НКМК» работы разработаны новые технологии производства железнодорожных рельсов с выплавкой стали в дуговых электропечах. Показана большая перспективность производства стали для железнодорожных рельсов в дуговых электропечах. Современная дуговая печь является наиболее гибким агрегатом для выплавки рельсовой стали и позволяет: производить быстрое расплавление и интенсивное обезуглероживание; осуществлять быструю и своевременную подачу шлакообразующих материалов в печь, проводить процессы под окислительным и восстановительным шлаками, обеспечить низкий уровень загрязненности стали неметаллическими включениями и проводить хорошую дегазацию стали в печи; проводить экономичное легирование, гибко изменять тепловой баланс плавки и использовать в качестве шихтовых материалов металлолом, жидкий и твердый чугун; получать сталь различного химического состава с высоким уровнем механических свойств и высокими эксплуатационными показателями; при этом обеспечивается высокая производительность, экономичность, рентабельность и экологичность производства.

2. Разработаны новые марки рельсовой стали, обеспечивающие высокую эксплуатационную стойкость рельсов в пути.

3. Результаты проведенной работы позволили внести изменения в части производства рельсовой стали в дуговых электропечах и непрерывной разливки рельсовой стали и разработать новый ГОСТ Р 51685-2000.

Библиографический список

1. Катунин А.И., Царев В.Ф., Лебедев В.И., Негода А.В., Козырев Н.А. Освоение технологии производства электростали для железнодорожных рельсов // *Сталь*. – 1996. – № 12. – С. 30 – 31.
2. Качество железнодорожных рельсов из непрерывнолитой стали, выплавленной в электропечи / В.В. Могильный, В.Ф. Царев, Н.А. Козырев В.В. Гаврилов, А.В. Негода // *Сталь*. – 1997. – № 8. – С. 53 – 55.
3. Козырев Н.А., Дементьев В.П. Производство железнодорожных рельсов из электростали. – Новокузнецк: изд-во ИПК, 2000. – 267с.
4. Разработка технологии выплавки стали в электропечах с использованием жидкого чугуна / Катунин А.И., Годик Л.А., Анашкин Н.С., Козырев Н.А., Обшаров М.В. // *Сталь*. – 2000. – № 5. – С. 33 – 35.
5. Технология выплавки рельсовой стали в ДСП с использованием жидкого чугуна/ Годик Л.А., Козырев Н.А., Обшаров М.В., Тиммерман Н.Н., Сычев П.Е.// *Электрометаллургия*. – 2002. – № 1. – С. 40 – 41.
6. Совершенствование технологии выплавки рельсовой стали в дуговых электропечах/ Козырев Н.А., Павлов В.В., Тиммерман Н.Н., Дементьев В.П., Сычев П.Е.// *Сталь*. – 2002. - № 12. – С. 20-22.
7. Разработка технологии выплавки стали в электропечах с повышенным расходом жидкого чугуна / Л.А. Годик, Н.А. Козырев, П.А. Шабанов, Н.Н. Тиммерман, Т.П. Захарова // *Сталь*. – 2009. – № 5. – С. 30 – 33.
8. Опыт освоения производства железнодорожных рельсов для эксплуатации

- при низких температурах / Лебедев А.И., Царев В.Ф., Могильный В.В., Козырев Н.А., Гаврилов В.В. // Сталь. – 1997. – № 12. – С. 26 – 27.
9. Технология производства рельсовой стали низкотемпературной надежности с повышенным содержанием никеля / Царев В.Ф., Никулина А.Л., Козырев Н.А., Горкавенко В.В., Сычев П.Е. // Сталь. – 1999. – № 2. – С. 71 – 73.
 10. Разработка технологии производства рельсовой стали на установке ковш-печь / Павлов В.В., Козырев Н.А., Дементьев В.П., Годик Л.А., Моренко А.В. // Сталь. – 2004. – № 5. – С. 50 – 52.
 11. Разработка технологии обработки рельсовой стали в агрегате ковш-печь / Гизатулин Р.А., Годик Л.А., Козырев Н.А., Данилов А.П. // Электрометаллургия. – 2008. – № 2. – С. 11 – 13.
 12. Технология вакуумирования рельсовой электростали / Юрьев А.Б., Годик Л.А., Козырев Н.А., Тиммерман Н.Н., Захарова Т.П., Кузнецов Е.П., Корнева Л.В., Обшаров М.В., Александров И.В., Тяпкин Е.С., Токарев А.В. // Черная металлургия. Бюл. НТ и ЭИ. – 2009. – № 4 (1312). – С. 39 – 41.
 13. Эффективность использования ванадийсодержащих конвертерных шлаков для прямого легирования рельсовой стали ванадием в электропечах / Дерябин А.А., Козырев Н.А., Могильный В.В., Обшаров М.В., Катунин А.И. // Сталь. – 1998. – № 2. – С. 19 – 21.
 14. Фукс Г., Геллер К. Технология производства стали в электродуговых печах в двадцать первом веке // Сталь. – 1999. – № 3. – С. 20 – 23.
 15. Качество рельсовой электростали повышенной чистоты / Могильный В.В., Козырев Н.А., Никулина А.Л., Гилева О.В., Горкавенко В.В. // Сталь. – 1999. – № 3. – С. 53 – 56.
 16. Опыт освоения производства рельсов из хромистой стали / Катунин А.И., Царев В.Ф., Козырев Н.А., Гуляева Т.П., Гаврилов В.В. // Сталь. – 1998. – № 1. – С. 63 – 65.
 17. Разработка технологии производства заэвтектоидной рельсовой электростали повышенной износостойкости / Павлов В.В., Козырев Н.А., Дементьев В.П., Ворожищев В.И., Гаврилов В.В. // Сталь. – 2004. – № 1. – С. 31 – 32.
 18. Качество рельсов Р65К из заэвтектоидной стали Э83Ф повышенной износостойкости / Павлов В.В., Ворожищев В.И., Дементьев В.П., Годик Л.А., Козырев Н.А., Шур Е.А., Черняк С.С., Алексеев Н.Т. // Сталь. – 2004. – № 11. – С. 91 – 94.
 19. Технологические аспекты и качество рельсов из стали марки Э90АФ / Юрьев А.Б., Годик Л.А., Козырев Н.А., Корнева Л.В., Щеглова А.Б. // Сталь. – 2008. – № 7. – С. 101 – 103.
 20. Разработка технологии рельсов из бейнитной стали / Ворожищев В.И., Павлов В.В., Корнева Л.В., Козырев Н.А., Шур Е.А. // Сталь. – 2005. – № 2. – С. 71 – 74.

ФОРМИРОВАНИЕ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ ИЗ ТРУДНОКОМКУЕМЫХ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ

ПАВЛОВЕЦ В.М., ИВАНОВ М.В.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Железорудные окатыши, наряду с агломератом, являются основным металлургическим сырьем для производства передельного чугуна (30-90 % в шихте доменной плавки) и металлизованных брикетов, применяемых для выплавки электростали [1, 2]. К окатышам, используемым для металлзации, предъявляют повышенные требования по содержанию железа и пустой породы, химическому и минеральному составу, прочностным свойствам, восстановимости, грансоставу и др. В настоящее время в шихте для получения железорудных окатышей используют различные железосодержащие материалы, в том числе промышленные отходы, позволяющие снизить себестоимость, а в ряде случаев повысить качество окускованного сырья. Снизить тепловые затраты и расход технологического топлива позволяют добавки углеродосодержащих шламов и топливных материалов, относящихся к труднокомкуемым компонентам шихты. Поэтому любое изменение вещественного и гранулометрического составов исходной шихты после введения в неё шихтовых материалов требует внесения коррективов в технологический и теплотехнический режим производства окатышей.

Для стабильного получения сырых окатышей при окомковании используют железорудную шихту, включающую железосодержащие концентраты, шламы, отходы, флюсующие и связующие добавки, с частицами крупностью менее 0,074 мм (93 – 96 %) [2]. Главное требование по фракционному составу шихты продиктовано трудностью окомкования (формообразования) грубодисперсных шихтовых материалов, коэффициент комкуемости у которых составляет менее 0,5, а прочность сырых окатышей не превышает 10 Н/окатыш. Окатыши с низкой прочностью склонны к трещинообразованию при транспортировке и сушке окатышей, что напрямую влияет на качество обожженных окатышей и поведение их в доменной печи.

Окатыши удовлетворительной прочности можно получить при грубом помоле концентрата до крупности, равной 0,2 мм [2]. Основное условие для таких шихт при окомковании является замена воды на более эффективные и дорогостоящие связующие. Это растворы жидкого стекла, сульфит-дрожжевая бражка, известковое молоко и др. [3]. Возможность снижения себестоимости окатышей привела к использованию в качестве связующего отходов теплоэнергетики, химической, металлургической и пищевой промышленности. В частности, применяя отходы сахарной патоки при окомковании, можно получить после обжига окатыши высокой прочности [4]. Используя

альтернативные связующие необходимо учитывать, что их добавки снижают содержание железа в окатышах и часто приводят к необходимости уменьшения максимальных температур обжига [2]. По этой причине широко распространенный бентонит, вводимый в количестве 1,0 – 1,5 % в железорудную шихту, предлагается заменять синтетическим связующим в количестве 0,1 – 0,2 % [5]. В США разработали комбинированные связующие на основе кальцинированной соды, позволяющие снизить содержание связки в шихте до 0,5 кг/т. В Швеции бентонит заменяют хлоридами кальция и железным купоросом [6].

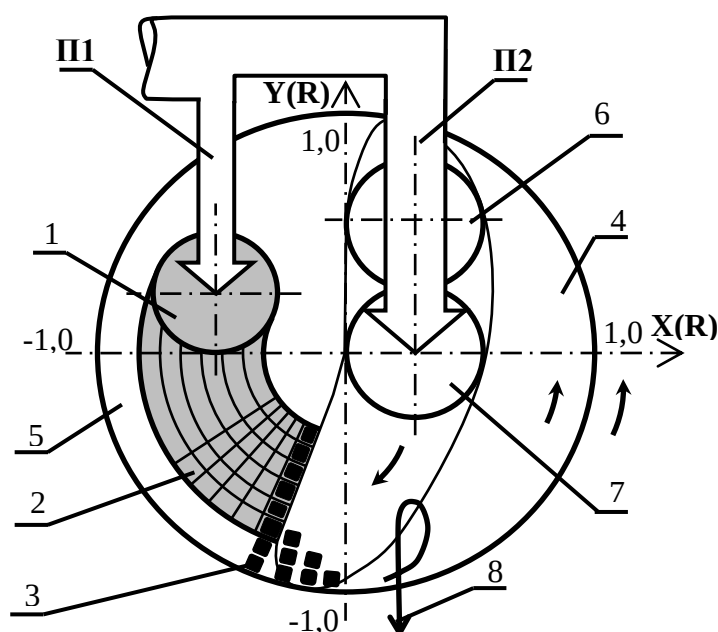
Частичная замена дорогостоящего концентрата железосодержащими отходами металлургического производства позволяет снизить себестоимость окучкованного сырья. В шихте окатышей применяют металлургические шлаки [2], бокситовые красные шламы [7] и другие железосодержащие материалы. Причем в работе [7] выявили способность бокситового красного шлама повышать горячую прочность окатышей.

Использование топливных добавок в шихте окатышей (измельченный уголь, пековый кокс, шламы углеобогащения, тканевые и волосяные нити, древесные опилки [2, 8, 9]) позволяет реализовать теплотехнические преимущества топлива, находящегося в структуре окатышей, при их обжиге [2]. Снижается расход более дорогостоящего природного газа, уменьшается длительность термообработки за счет внутреннего источника тепловыделения. Появляется возможность формирования пористости и структуры окатышей. Однако при использовании угля, кокса и углеродсодержащих шламов снижаются комкующие свойства шихты, что ограничивает производительность окомкователя. Кроме этого, при обжиге углеродсодержащих окатышей появляется опасность появления спеков за счет плавления шлаковой связки, что требует тщательного подбора теплотехнического режима спекания. По этой причине содержание углеродсодержащих добавок в шихте окатышей не превышает 1 – 2 % [2]. Лабораторным путем установили, что применение измельченных до крупности 0,1 мм частиц растительного происхождения (древесные частицы, растительная мука) в количестве 1 – 2 % практически не ухудшает процесс окомкования железорудной шихты, поскольку некоторые из них (например, хвойные) проявляют связующие свойства, усиливающиеся во влажной среде. Сухие стеблевые растительные отходы, измельченные до игольчатого состояния после обжига окатышей способны сформировать особую поровую структуру окатышей, содержащих капиллярные каналы с минимальной извилистостью, что при последующем восстановительном обжиге повышает степень металлизации сырья.

Использование органических отходов сельскохозяйственного производства на зарубежных фабриках окомкования происходит преимущественно при совместном сжигании природного газа, нефти и измельченных отходов (древесная щепа, стебли кукурузы) в специальных форкамерах [10]. Структура и минеральный состав окатышей при этом не меняются. Недостатком этой технологии утилизации отходов является необходимость более глубо-

кой очистки горновых газов от зольных частиц, образовавшихся после горения органических материалов.

Лимитирующей стадией производства окатышей, имеющих в шихте добавки труднокомкуемых железосодержащих руд, концентратов и отходов производства, является процесс окомкования, реализуемый в барабанных и тарельчатых окомкователях [1, 2, 11]. Чтобы исключить ограничения по использованию труднокомкуемых сыпучих материалов в процессе окомкования предложено использовать принудительное зародышеобразование, осуществляемое методом напыления влажной шихты на донный гарнисаж окомкователя сжатым воздухом [12, 13]. Схема принудительного зародышеобразования реализуется с помощью устройства, показанного на рисунке 1.



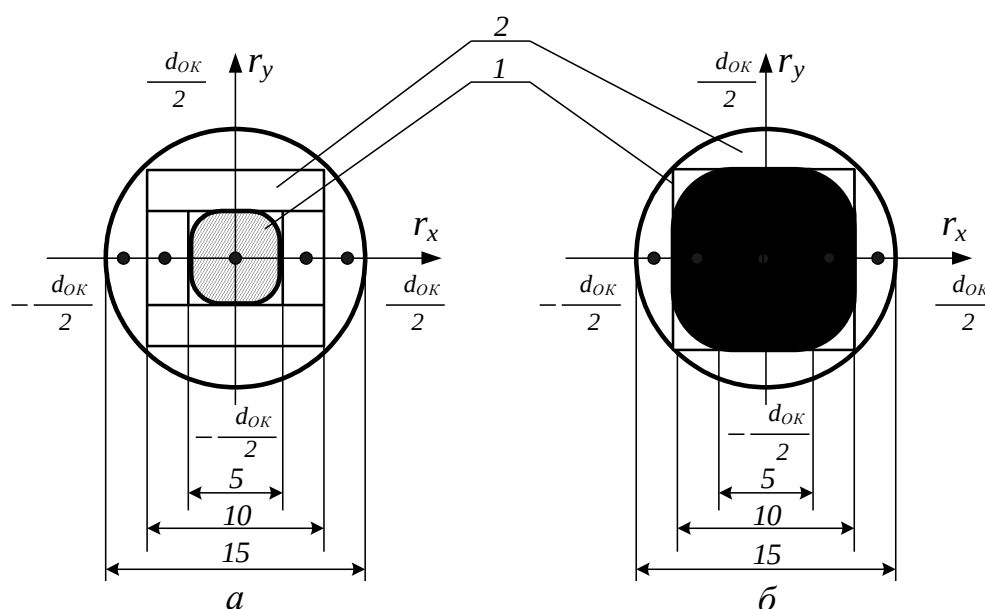
1 – область напыления (напыленный слой); 2 – область принудительного зародышеобразования; 3 – зародыши; 4, 5 – рабочая и холостая зоны окомкователя; 6, 7 – области увлажнения и доокомкования; 8 – годные окатыши

Рисунок 1 – Схема получения окатышей на основе принудительного зародышеобразования

Принудительное зародышеобразование реализуется в холостой зоне тарельчатого окомкователя, занимающей около 50 % всей площади агрегата. Формирование окатышей комбинированным способом по схеме: зародышеобразование напылением шихты сжатым воздухом и доокомкование зародышей (ЗНД) начинается с принудительного зародышеобразования в холостой зоне тарели и получения зародышей с пониженным содержанием влаги [12, 13]. Для этого загружаемая шихта делится на два потока П1 (20 – 30 % от всей загружаемой массы шихты) и П2. Для принудительного зародыше-

образования используется шихта потока П1, содержащая труднокомкуемые добавки, которая напыляется сжатым воздухом на шихтовый гарнисаж окомкователя. Толщина напыленного слоя шихты составляет 8-10 мм, после чего его делят специальными делителями на прочные мерные фрагменты, выполняющие роль зародышей. Согласно указанной схеме, зародыши поступают в рабочую зону тарели, где они движутся первоначально в восходящем, а затем в нисходящем слое комкуемых материалов. В последнем слое происходит избирательное увлажнение поверхности зародышей, после чего на них накатывается влажная шихта потока П2, необходимая для образования шихтовой оболочки окатыша и формирования кондиционных гранул размером 14 – 16 мм (рисунок 1).

Структура комбинированных окатышей, полученных на основе принудительного зародышеобразования, показана на рисунке 2.



а – схема окатыша, содержащего зародыши размером $\alpha_{зр} = 5$ мм; б – тоже, зародыши размером $\alpha_{зр} = 10$ мм

Рисунок 2 – Структура комбинированных окатышей, полученных на основе принудительного зародышеобразования. Заштрихованная область 1 принадлежит зародышам, не заштрихованная 2 – оболочке окатышей

Эта схема получения окатышей позволяет повысить шихтовую нагрузку на окомкователь на 20 – 30 % и получать двухслойные по минеральному составу и структуре окатыши. Скорость формирования зародышей по методу принудительного зародышеобразования на порядок выше скорости зародышеобразования при перекате шихты по традиционной технологии, что позволяет повысить производительность окомкователя. Процесс напыления менее чувствителен к фракционному и минеральному составу шихты

и достаточно эффективно протекает с частицами размером до 0,5 мм и влажностью 6 – 8 %. Напыление труднокомкуемой шихты, содержащей тонкоизмельченный уголь или древесные опилки, по этой технологии позволяет получать зародыши, содержащие до 6 % топливных добавок.

Эксперименты проводили на лабораторном окомкователе диаметром 1,0 м с нарощенными бортами, наклоненном под углом 45° к горизонту. Напыляемая шихта влажностью 8,4 % содержала железорудный концентрат Тейского месторождения и 1 % бентонита. В качестве основы для напыления использовали шихтовый гарнисаж влажностью 4 – 6 % и плотностью 2575 кг/м^3 , сформированный на днище лабораторного окомкователя. Влажную шихту напыляли сжатым воздухом, подаваемым в струйный аппарат под давлением 0,2 МПа и расходом $0,6 \text{ м}^3/\text{мин}$. Коэффициент напыления шихты на гарнисаж K , %, вычисляли по отношению массы напыленного слоя к массе шихты, загружаемой в струйный аппарат. После определения диаметра d , мм, и высоты h , мм, напыленного слоя его делили механическими делителями на мерные фрагменты (зародыши) по форме, близкой к сферокубам, размеры граней которого составляли около 10 мм. Прочность на сжатие и плотность зародышей исследовали с помощью образцов, вырезанных из них методом режущего кольца (ГОСТ 5180-84). В центральной зоне напыленного слоя, ограниченной относительным диаметром, равным $0 \pm 0,2$, брали 10 – 15 образцов специальными пробоотборниками (режущим кольцом) диаметром 10 мм, высоту которых (5 – 10 мм) подбирали экспериментально. Прочность на сжатие влажных – $P_{\text{вл}}$ и сухих – $P_{\text{сух}}$, кПа, образцов определяли по ГОСТ 17245-79 и 26447-85. Часть проб использовали для определения плотности $\rho_{\text{вл}}$, кг/м^3 , и влажности образцов W , %. Взвешивание материалов проводили на электронных весах VIBRA серии AF-R220 CE (Япония).

Целью экспериментов было определение прочности на сжатие и плотности влажных зародышей, коэффициента напыления влажной шихты в зависимости от расстояния L , м, до шихтового гарнисажа, расхода шихты $G_{\text{ш}}$, г/с, в струйном аппарате и размеров частиц $d_{\text{ч}}$, мм, напыляемого материала.

Установили, что диаметр напыленного слоя d , мм, и высота на его оси h , мм, в наибольшей степени зависят от расстояния до напыляемой основы. Диаметр напыленного слоя шихты увеличивается от 60 мм до 350 мм при росте L от 0,1 до 1,0 м и определяется углом раскрытия струи ($\alpha = 20^\circ$). Расчетные значения диаметра составляют 66 и 390 мм при диаметре струйного аппарата $d_{\text{с}}$, равном 0,03 м. Повышенная шероховатость напыляемой основы (у шихтового гарнисажа она зависит от размера частиц и плотности) и рост влажности шихты с 4 до 9 % увеличивают диаметр и высоту напыленного слоя на 10 – 15 %.

Искусственное формирование шероховатости гарнисажа, осуществляемое, например, очисткой его на окомкователе, способно интенсифицировать процесс напыления. Частицы глубоко внедряются в шероховатый гарнисаж и легко напыляются на его поверхность. Поэтому напыленный слой шихты имеет прочное механическое сцепление с влажной шихтовой основой.

Геометрические параметры напыленного слоя зависят от расхода шихты. Выяснили, что с ростом $G_{ш}$ от 15 до 90 г/с диаметр и высота напыленного слоя увеличиваются на 12 – 16 %. Было установлено, что коэффициент напыления шихты зависит от расстояния до напыляемой основы и повышается с 72 % ($L = 0,1$ м) до 92 % ($L = 1,0$ м). Это связано с тем, что более высокое давление струи при $L = 0,1$ м формирует пескоструйный эффект и выбивание частиц с поверхности напыленного слоя. Этому способствует ярко выраженная коническая форма напыленного слоя, при которой его высота соизмерима с диаметром. С ростом L отношение высоты к диаметру напыленного слоя резко уменьшается до 0,01 – 0,03, а его поверхность выравнивается. При этом различия в прочностных свойствах, плотности и пористости образцов по сечению напыленного слоя существенно снижаются. Повысить равномерность свойств зародышей, полученных из напыленного слоя, можно специальными насадками, установленными на пути движения напыляемой шихты.

В наибольшей степени на параметры напыленного слоя влияет фракционный состав шихты (рисунок 3).

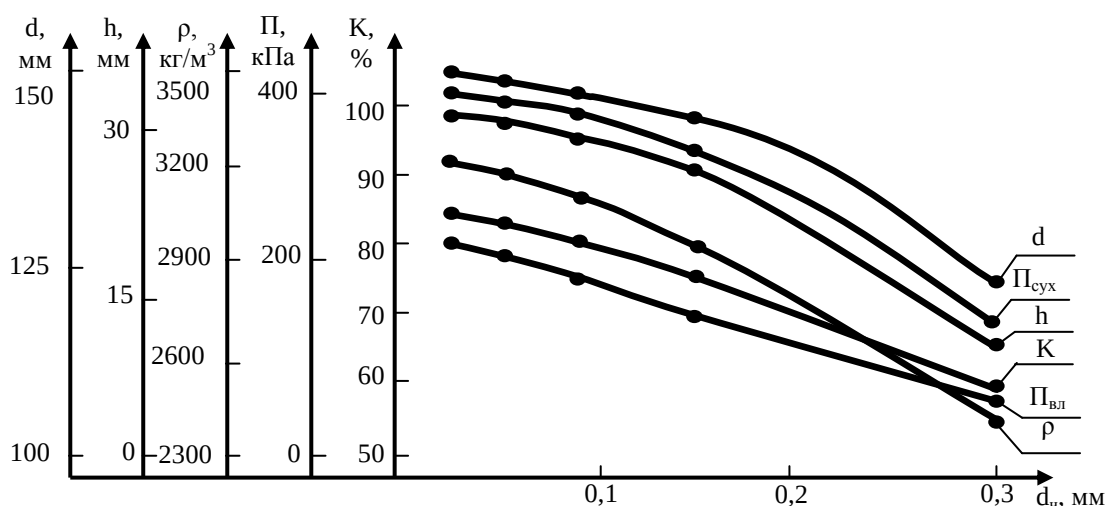


Рисунок 3 – Параметры напыленного слоя и зародышей в зависимости от размеров частиц напыляемой шихты

С уменьшением размеров частиц от 0,3 мм до 0,025 мм диаметр напыленного слоя увеличивается на 22 – 25 % с 125 мм до 155 мм при $L = 0,3$ м. Высота напыленного слоя одновременно возрастает на 15 – 18 %, а коэффициент напыления шихты увеличивается с 58 до 84 %.

Результаты, приведенные на рисунке 2, получены при расходе влажной шихты в струйном аппарате, равном $G_{ш} = 30$ г/с. Сопло струйного аппарата имело диаметр 0,02 м. Температура струи и окружающего воздуха была 18 °С.

В ходе экспериментов установили, что железорудная шихта с размерами частиц 0,025 – 0,2 мм позволяет сформировать прочные (до 120 кПа) и

плотные (до 3200 кг/м³) влажные зародыши, способные выдерживать ударные нагрузки на окомкователе и комковаться до кондиционных влажных окатышей прочностью, превышающей 10 Н/окатыш. Получение зародышей с более высокой пористостью (плотность 2200 – 2600 кг/м³) дает возможность формировать окатыши с повышенной пористостью в центре окатышей, что позволяет прогнозировать повышение восстановимости окатышей в металлургической плавке на 5 – 10 %.

Библиографический список

1. Металлургия чугуна / Е.Ф. Вегман [и др.]. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. – 774 с.
2. Интенсификация производства и улучшение качества окатышей / Ю.С. Юсфин [и др.]. – М.: Металлургия, 1994. – 240 с.
3. Вегман Е.Ф. Окускование руд и концентратов / Е.Ф. Вегман. – М.: Металлургия, 1984. – 256 с.
4. Палант А.А. К вопросу об окомковании сульфидных молибденовых концентратов / А.А. Палант // Металлы. – 2007. – № 2. – С. 23 – 25.
5. Горбачев В.А. Роль бентонито-полимерной композиции в формировании металлургических свойств окатышей / В.А. Горбачев [и др.]. // Сталь. – 2005. – № 2. – С. 19 – 21.
6. Мещерякова Н.И. Производство железорудных окатышей с органическими связующими / Н.И. Мещерякова // Экспресс информация. Черные металлы, М.: Черметинформация. – 1985. – Вып. 25. – С. 16.
7. Утков В.С. Повышение прочности агломератов и окатышей при помощи бокситового красного шлама / В.С. Утков, Л.И. Леонтьев // Сталь. – 2005. – № 9. – С. 2 – 4.
8. Павловец В.М. Использование нитевидных отходов производства при получении железорудных окатышей / В.М. Павловец. – Сб. докладов II-й межд. науч. практ. конф. «Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия в Кузбассе», Новокузнецк, СибГИУ, 2008, с. 76 – 80.
9. Воронов В.Ф. Строительство и результаты опробования промышленной установки TECNOPEД / В.Ф. Воронов // Новости черной металлургии за рубежом. – 2009. – № 9. – С. 32 – 33.
10. Производство товарной железной руды в Северной Америке в 2005 году // Новости черной металлургии за рубежом. – 2006. – № 4. – С. 9 – 15.
11. Утилизация пылей и шламов в черной металлургии / А.И. Толочко [и др.]. – Челябинск: Металлургия, 1990. – 152 с.
12. Патент № 2385351 Россия, МКИ⁷ C22B 1/24. Способ получения окатышей / В.М. Павловец – № 2008139095/02. Заявл. 01.10.2008; Оpubл. 27.03.2010. Бюл. № 9 // Изобретения. Полезные модели. 2010. – № 9.
13. Патент № 2387720 Россия, МКИ⁷ C22B 1/24. Способ подготовки шихты к спеканию / В.М. Павловец – № 2008151256/02. Заявл. 23.12.2008; Оpubл. 27.04.2010. Бюл. № 12 // Изобретения. Полезные модели. 2010. – № 12.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ПУТИ РАЗВИТИЯ И ПОЛУЧЕНИЯ АЛЮМИНИЕВЫХ ПОРШНЕВЫХ СПЛАВОВ

АФАНАСЬЕВ. В.К., Прудников А.Н.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Совершенствование конструкции двигателей внутреннего сгорания (ДВС), как дизельных, так и бензиновых, идет по пути форсирования режимов работы, снижения удельной металлоемкости и увеличения долговечности. К числу наиболее ответственных и напряженных деталей двигателя, в значительной мере влияющих на эксплуатационные характеристики машин, относятся поршни.

Большие динамические нагрузки, высокие температуры и давления, затрудненность осуществления жидкостной смазки – специфические условия работы поршня двигателя. Так, анализ работы поршней тяжело нагруженных двигателей показывает, что в процессе эксплуатации давление газов, воздействующих на поршень, может превышать 8 МПа, а контакт продуктов сгорания топлива, температура которых достигает 2000 °С, приводит к разогреву днища поршня до 350 – 400 °С при определенных режимах работы. Различие условий эксплуатации в разных зонах поршня обуславливает и различные требования к поршневым материалам. Так, для «днища» требуется высокая твердость и прочность при температурах до 280 – 300 °С, для «канавок» – высокая износостойкость, твердость и прочность при температурах до 230 – 260 °С, для «бобышек» эти требования включают, прежде всего, высокую прочность и пластичность при температурах до 150 – 170 °С, для «юбки» основное требование – высокая задиростойкость и низкий коэффициент линейного расширения.

В связи с указанным, к поршневым сплавам предъявляют довольно жесткие требования, в качестве важнейших из них можно выделить следующие:

- высокая статическая и динамическая прочность, в том числе при рабочих температурах поршня;
- высокая усталостная прочность;
- достаточная твердость при нормальной и повышенной температурах;
- высокая теплопроводность;
- низкий коэффициент линейного расширения;
- малый удельный вес;
- хорошие антифрикционные свойства и высокая износостойкость;
- удовлетворительные технологические свойства, обеспечивающие возможность изготовления качественных деталей при минимальных экономических затратах.

Поскольку выполнение столь различных и противоречивых требований – чрезвычайно сложная задача, при разработке сплавов, как правило, идут на компромисс, учитывая данные требования в различной мере. При этом поршневой сплав может быть оптимален в определенных условиях эксплуатации для какого-то заданного типа двигателя с учетом условий его работы.

Сравнительный анализ материалов, используемых в отечественном и зарубежном двигателестроении для изготовления поршней ДВС, показывает, что наиболее полно указанным требованиям удовлетворяют сложнолегированные алюминий-кремниевые сплавы. Наиболее перспективны высококремнистые силумины, которые имеют низкий коэффициент линейного расширения, повышенные жаропрочность и износостойкость. Однако наряду с отмеченными преимуществами эти сплавы имеют и недостатки, главные из которых – низкие механические свойства при обычной температуре, что связано с наличием в их структуре крупных кристаллов первичного кремния и что не позволяет проводить качественную пластическую деформацию слитков.

В связи с этим большое значение приобретают разработка и освоение новых более совершенных техпроцессов, позволяющих повысить уровень этих свойств, причем наиболее перспективные – модифицирование, применение давления при кристаллизации, использование для изготовления деталей горячей пластической деформации. Следует отметить, что для изготовления тяжело нагруженных поршней, работающих в условиях высоких термических и механических нагрузок, целесообразно использовать деформируемые сплавы, тем более что они обладают также, по сравнению с литейными сплавами, большей пластичностью и имеют большие значения предела текучести.

Последние несколько десятилетий разрабатывались и осваивались новые технологии изготовления поршней, такие как: изотермическая штамповка, литье под низким давлением, производство керамических и биметаллических поршней с металлической связью и поршней из спеченных алюминиевых сплавов. Активно разрабатываются для приготовления поршней металлокомпозиционные материалы с алюминиевой или магниевой матрицей и использованием керамики (порошки, волокна) в качестве наполнителя, а также полимеркомпозиционные материалы с наполнителем из волокон углерода, стекла, керамики, оксидов алюминия и кремния. Однако, наряду с малым удельным весом, хорошими антифрикционными свойствами, высокой твердостью и термической стабильностью имеются проблемы сдерживающие использование керамики для изготовления поршней ДВС: хрупкость, низкая прочность на изгиб, склонность к трещинообразованию и усталости, плохая обрабатываемость.

Кроме того, все эти методы отличаются значительной сложностью, трудоемкостью и, соответственно, высокой стоимостью и поэтому широкого распространения не получили.

Дальнейшее развитие двигателестроения в области поршневых сплавов, наряду с разработкой принципиально новых материалов, связано также с освоением технологий, позволяющих изготавливать поршни из заэвтектических легированных силуминов с 20 % (и более) Si по обычной схеме получения изделий из деформируемых сплавов: слиток – деформируемый полуфабрикат – поршень из литейных сплавов (литье в кокиль и с кристаллизацией под давлением). Причем разработка новых технологий производства поршневых заготовок должна включать процессы более эффективной обработки сплавов как на стадии жидкого металла – рафинирование, модифицирование, так и твердого – деформация, термообработка (ТО), механическая обработка.

Авторами разработаны составы сплавов и технологии получения поршневых заготовок из литых и деформируемых заэвтектических силуминов с содержанием кремния до 22 % [1 – 3]. Причем разработка химсоставов поршневых сплавов из высококремнистых силуминов проведена по каждому легирующему элементу в отдельности и в комплексе с другими легирующими добавками [2]. Были изучены вопросы теории и практики обработки расплава заэвтектических силуминов различными водород-, кислород-, и фосфорсодержащими реагентами, выбраны наиболее эффективные составы и оптимизированы температурно-временные параметры процесса модифицирования: температура и время обработки расплава и технологические параметры литья круглых слитков полунепрерывным способом [1]. В качестве критериев оценки эффективности методов использовали не только изменения микроструктуры, физико-механических характеристик, но и технологичность процесса обработки, то есть отсутствие пироэффектов и выбросов жидкого металла [1]. Для деформируемых поршневых силуминов с 18 – 22 % Si режимы пластической деформации разрабатывали на опытных деталях с учетом температурного интервала максимальной пластичности для конкретного сплава и вида деформации [4].

Для разработки оптимальных режимов ТО опытных сплавов использовали результаты термодинамического анализа и подробный перебор температур нагрева, времени выдержки и среды охлаждения при закалке и старении образцов и опытных поршневых заготовок. Причем все научные разработки, связанные с составом, обработкой, производством и испытанием заготовок и поршней из опытных сплавов, проводили совместно с крупными промышленными предприятиями и отраслевыми институтами с использованием не только опытного, но и промышленного оборудования (ОАО «СМК», г. Ступино; ВНИИСталь, Москва; Челябинский тракторный завод; АО «ЗСМК» г. Новокузнецк).

Так, разработан высокопрочный заэвтектический силумин с 18 – 20 % Si, легированный медью, магнием и марганцем, а также водородом, азотом и фосфором и не содержащий дефицитного никеля, а также технология его приготовления [2]. Для модифицирования структуры слитков из разработанного сплава использовали смесь оксидов и фосфидов некоторых металлов [5]. После окончательной ТО кованые прутки и штамповки имели следую-

щие физико-механические характеристики (таблица 1)

Таблица 1 – Физико-механические свойства опытного высокопрочного и известных поршневых сплавов

Сплав	Механические свойства			$\alpha \cdot 10^6$, град ⁻¹
	σ_B , МПа	δ , %	НВ, МПа	
Опытный высоко- прочный	425...448/340...366	4,5...5,5/2,0...3,3	1140...1250	18,5
АК4*	409/364	3,5/4,2	1070	24,0
АК12Д**	365/335	4,8/2,0	950	22,0
Примечания. В числителе – поковки, знаменателе – штамповки; НВ – штамповки. Состав соответствует: *ГОСТ 4784 – 97. **ТУ 48-5-248-85.				

Анализ данных таблицы показывает более высокий уровень механических для разработанного сплава по сравнению аналогичными деформируемыми сплавами системы Al-Si (АК12Д) и более низкий коэффициент линейного расширения и меньший удельный вес (2642 – 2250 кг/м³) по сравнению со сплавами Al-Cu (АК4).

Для разработки деформируемого заэвтектического силумина с повышенной жаропрочностью на основе Al-15-20%Si, не содержащего дефицитного никеля, был изменен химический состав в сторону увеличения содержания меди и введения микродобавок церия. Для модифицирования структуры сплава использовали наводороживание совместно с введением фосфористой меди. Свойства опытного сплава в деформированном состоянии после термической обработки и известных поршневых сплавов приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Механические свойства и КЛР опытного и известных поршневых сплавов

Сплав	Механические характеристики				$\alpha \cdot 10^6$, град ⁻¹
	σ_B , МПа	$\sigma_{0.2}$, МПа	δ , %	σ_{100}^{300} МПа	
Опытный с повышенной жаропрочностью	432–488	5,3–6,4	1140–1420	30	17,3
АК12Д	365	4,8	950	25	22,0
АК21М2,5Н2,5* (АЛ26)	173	0,2	1050	47	18,0
Примечание: *Состав соответствует ГОСТ 1583-93					

Из анализа данных, приведенных в таблице 2 видно, что по уровню механических свойств при обычной и повышенной температурах опытный сплав превосходит свойства деформируемых отечественных и зарубежных аналогов, а по коэффициенту линейного расширения сопоставим с лучшими литейными сплавами (AK21M2,5H2,5; KS280; Mahle 138).

Из опытных сплавов были изготовлены несколько партий деталей на ОАО «СМК» и проведены объектовые испытания в форсированном режиме на серийном тяжелонагруженном двигателе В-84-1, показавшие лучшие технико-экономические показатели по сравнению с поршнями из промышленных сплавов.

Таким образом, предложен один из перспективных путей развития поршневых алюминиевых сплавов, позволяющий получать детали ДВС обработкой давлением с улучшенными характеристиками из сплавов, ранее считавшимися недеформируемыми с использованием традиционных схем изготовления поршней. В качестве реализации предложенного пути показана возможность изготовления поршней по разработанным технологиям из заэвтектических силуминов с высоким содержанием кремния в промышленных условиях и проведены успешные эксплуатационные испытания в двигателе В-84-1.

Библиографический список

1. Прудников А.Н. Исследование комплексного модифицирования заэвтектических силуминов с содержанием кремния 20 – 30 % фосфидами и оксидами некоторых металлов // Изв. вузов. Цветная металлургия. – 1995. – № 2. – С. 38 – 41.
2. Афанасьев В.К., Прудников А.Н. Усовершенствование состава деформируемого поршневого заэвтектического силумина // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2000. – № 12. – С. 27 – 28.
3. Прудников А.Н. Структура и свойства жаропрочного силуминового поршня с высоким содержанием кремния // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2009. – № 8. – С. 28 – 30.
4. Афанасьев В.К., Прудников А.Н., Перетятыко В.Н. Оценка пластичности и сопротивления деформации заэвтектического поршневого силумина // Изв. вузов. Цветная металлургия. – 2003. – № 2. – С. 23 – 26.
5. Пат. 2102514 РФ. Способ модифицирования заэвтектических силуминов / В.К. Афанасьев, А.Н. Прудников, В.В. Ушакова и др. Заявл. 09.01.96, опубл. 20.01.98, бюл. № 2.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ СТАЛИ

ДМИТРИЕНКО В.И., НОХРИНА О.И., РОЖИХИНА И.Д., ПЛАТОНОВ М.А.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

В сталеплавильном производстве большое значение уделяется снижению затрат и в тоже время повышению качества продукции. В калькуляции себестоимости продукции значительное место занимают расходы на легирующие и микролегирующие материалы. Ряд ферросплавов, например марганецсодержащих, приходится импортировать (и не всегда они отвечают требованиям стандартов). Стоимость ферросплавов высока.

В связи с вышеизложенным, разработка технологий использования природных и техногенных материалов, имеющих гораздо меньшую стоимость, для легирования и микролегирования является весьма перспективным научно-технологическим направлением совершенствования производствах стали.

Специалисты СибГИУ в содружестве с инженерами металлургических предприятий достаточно успешно работают в данном направлении.

Это:

- легирование стали марганецсодержащими оксидными материалами;
- микролегирование стали ванадийсодержащим конвертерным шлаком;
- модифицирование стали обработкой барий-стронций содержащим материалом.

Данные технологии вполне успешно могут использоваться как на малых печах литейных цехов, выплавляющих сталь по классической двухшлаковой схеме, так и на современных сверхмощных печах, работающих в технологической линии с установками внепечной обработки стали.

Легирование марганцем из оксидных материалов

В литейном цехе ОАО «ЗСМК» была разработана и внедрена технология легирования стали марганцевыми рудами и концентратами. Марганцевую руду присаживали в начале восстановительного периода. По мере выдержки проводили раскисление шлака присадками порошка ферросилиция и кокса. Металл выпускали из печи вместе со шлаком. В ковше металл раскисляли алюминием. Разработанная технология позволила на 80 % снизить расход марганцевых ферросплавов. На плавках углеродистых сталей марганцевые ферросплавы практически не использовались. (Экономическая эффективность составила 107,7 руб./т).

В ЭСПЦ ОАО «НКМК» внедрение технологии легирования оксидными марганецсодержащими материалами проводили на 100-тонных электро-

дуговых печах. Марганцевый концентрат, ферросилиций ФС-65 и известь присаживали в ковш во время выпуска плавки из печи. В дальнейшем металл обрабатывался на установке ковш-печь по принятой технологии. Усвоение марганца составило 80 %. Данная технология позволила снизить расход силикомарганца на 6 кг/т.

Особо следует отметить, что в качестве легирующего компонента использовались руды Дурновского и Селезеньского месторождений, т.е. местные природные ресурсы. Это, безусловно, имеет положительное значение для развития региона.

Микролегирование стали ванадием.

Легирование стали ванадием с использованием ванадийсодержащего шлака экономически весьма эффективно, поскольку стоимость одного килограмма чистого ванадия в шлаке составляет 4 – 6\$ против 25 – 30\$ в стандартных марках феррованадия.

Решение задачи по определению условий восстановления ванадия осуществили с использованием методов термодинамического моделирования на основе расчета равновесных состояний в модельных термодинамических системах.

Расчеты проведем для двух вариантов обработки стали в ковше во время выпуска:

– Вариант 1. Моделируется технологическая схема: металл выпускается из печи в ковш, куда присаживается шлакообразующая смесь: известь и ванадийсодержащий шлак. Раскислители и легирующие присаживаются на установке ковш-печь при дальнейшей обработке расплава (в этом варианте не рассматривается). Т.е. основным восстановителем ванадия выступает углерод металла. Шлак формируется из шлакообразующих, ванадийсодержащего шлака и печного шлака, попавшего в ковш при выпуске.

– Вариант 2. Металл выпускается из печи в ковш куда присаживается шлакообразующая смесь: известь, ванадийсодержащий шлак, раскислители в виде силикомарганца. Т.е. основным восстановителем ванадия выступает кремний силикомарганца. Шлак формируется из шлакообразующих, ванадийсодержащего шлака, печного шлака попавшего в ковш при выпуске и продуктов реакций раскисления.

При расчетах принимали, что количество извести присаживаемой на выпуске равно 0,7 т, количество электропечного шлака попадающего в ковш во время выпуска равно 0,1 т.

Анализ расчетов термодинамического равновесия по варианту № 1 ведения технологического процесса показывает, что восстановление оксидов ванадия углеродом осуществляется во всем рассмотренном интервале технологических параметров рисунок 1.

Максимально достижимое содержание ванадия в этих условиях также определяется содержанием углерода в металле. Для низкоуглеродистых сталей термодинамически достижимы содержания ванадия до 0,04 %, среднеуглеродистых – 0,10 – 0,12 % и для высокоуглеродистых до 0,18 %.

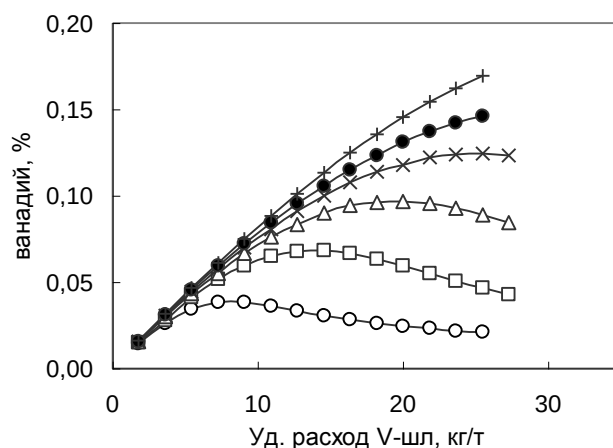


Рисунок 1 – Зависимость содержания ванадия в металле от удельного расхода ванадийсодержащего шлака при различном исходном содержании углерода в выпускаемом металле

В расчетах, выполненных для второго варианта ведения технологического процесса, приняли, что в ковш вместе со шлаковой смесью присаживали 1,4 т силикомарганца. Это обеспечивает получение содержания кремния в металле в отсутствии ванадийсодержащего шлака на уровне 0,2 %, что отвечает условию предварительного раскисления стали на выпуске для реализуемых на практике процессов.

Анализ расчетных данных показал – кремний, являясь более сильным раскислителем, определяет процесс восстановления ванадия из шлака.

На рисунке 2 показано изменение содержания углерода и кремния в зависимости от удельного расхода ванадийсодержащего шлака при исходном содержании углерода 0,2 %.

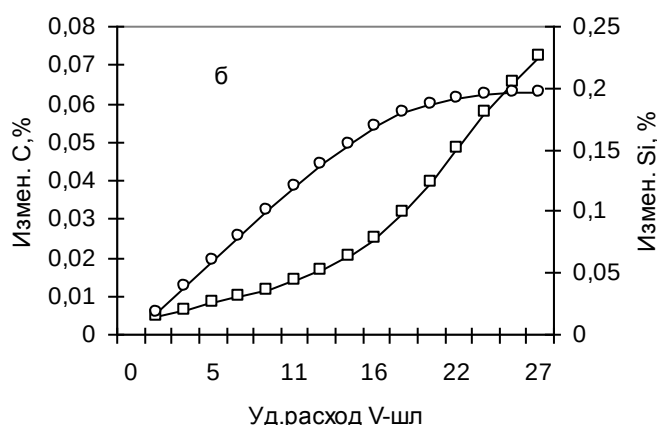


Рисунок 2 – Изменение содержания углерода и кремния в зависимости от удельного расхода ванадийсодержащего шлака
исходное содержание углерода 0,2 %

Из рисунков видно, что вначале с ростом расхода ванадиевого шлака пропорционально (линейно) растет изменение кремния при относительно небольшом изменении углерода. Картина меняется, когда содержание кремния снижается до определенного значения, величина которого зависит от исходного содержания углерода. В этом диапазоне начинает пропорционально снижаться содержание углерода при незначительном изменении концентрации кремния, т.е. углерод становится основным восстановителем ванадия. Изменение характера восстановления происходит в момент, когда раскислительная способность углерода и кремния оказываются приблизительно равными.

Сравнение двух схем ведения процесса легирования стали ванадийсодержащим шлаком показало, что лучшие результаты восстановления оксидов ванадия наблюдаются при втором способе ведения процесса. Вместе с тем роль реакций взаимодействий оксидов ванадия с углеродом достаточно значима, особенно для средне- и высокоуглеродистых марок сталей. Так, например, коэффициент усвоения ванадия при совместном раскислении силикомарганцем и углеродом металла немногим лучше чем при раскислении углеродом при его содержании в металле на уровне 0,5 % и выше.

Даже для низкоуглеродистых сталей с содержанием углерода 0,1 – 0,2 % восстановительной способности углерода вполне достаточно для микролегирования ванадием из ванадийсодержащего шлака до уровня 0,02 – 0,04 % содержания ванадия в металле.

Важность процесса восстановления ванадия углеродом связана с двумя факторами: экономия дорогостоящих кремнийсодержащих ферросплавов и образование газообразных продуктов реакций восстановления оксидов ванадия. Первый фактор улучшает технико-экономические показатели производства. Второй фактор важен при получении стали с регламентированным содержанием неметаллических включений.

Процесс восстановления ванадия изучили в условиях действующего производства.

В 100-т дуговых сталеплавильных печах металл расплавляли, проводили дефосфорацию, обезуглероживание, нагревали металл до заданной температуры. После этого металл выпускали в сталеразливочный ковш с отсечкой печного шлака. Во время выпуска в ковш присаживали раскислители и шлакообразующую смесь, состоящую из извести и плавикового шпата с расчетным количеством ванадийсодержащего шлака. Материалы отдавались из совка, подвешенного на кране, после заполнения ковша металлом на 1/4 – 1/3. Далее ковш с металлом направлялся на обработку, в установке ковш-печь.

На установке ковш-печь проводили усреднительную продувку, отбирали пробы металла и шлака. После получения анализов проводили окончательное легирование металла. По ходу обработки шлак периодически раскисляли присадками 75 % ферросилиция и коксового порошка. При необходимости металл науглероживали вдуванием коксовой пыли с установок су-

хого тушения кокса. Продолжительность внепечной обработки составила в среднем 40 мин.

Для микролегирования использовали конверторный ванадийсодержащий шлак марки ШИВД-1, с содержанием окиси ванадия V_2O_5 – 17,6 %.

Анализ результатов промышленного опробования показал, что восстановление ванадия из ванадийсодержащего шлака происходит в два этапа:

- первый этап – восстановление во время выпуска в ковше при формировании шлака из шлакообразующей смеси;
- второй этап – довосстановление ванадия во время внепечной обработки стали в установке ковш-печь.

Сравнение этих этапов говорит о том, что основная доля ванадия переходит в металл во время выпуска – 70 – 90 %. Эти показатели близки данным которые имели место при отсутствии внепечной обработки стали в установках ковш-печь.

Обработка металла в УКП обеспечивает полное извлечение ванадия. Сквозной коэффициент извлечения ванадия около 100 %.

Сопоставление практических данных по восстановлению ванадия с расчетными значениями произвели по показателю – содержания оксида ванадия в шлаке. Это один из основных прямых показателей эффективности процесса легирования, с помощью которого можно рассчитать как коэффициент усвоения, так и оценить потери ванадия со шлаком.

На рисунке 3 приведены значения содержания оксидов ванадия в шлаке на промышленных плавках.

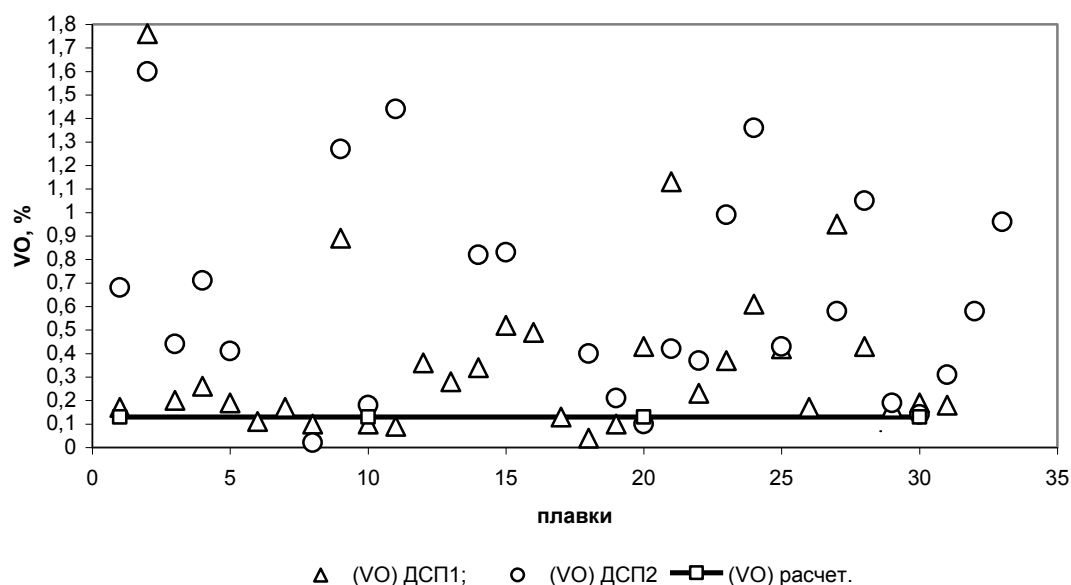


Рисунок 3 – Содержание оксидов ванадия в шлаке после выпуска металла в ковш для различных плавков

Сопоставление практических данных с расчетными (линия – расчет.) показывает, что наименьшее значение VO , которое было достигнуто на некоторых плавках отвечают состоянию равновесия. Значения по остальным плавкам располагаются выше, в зависимости от реализации приближения к равновесию из-за кинетических затруднений.

Общий уровень загрязненности неметаллическими включениями не отличается от того, какой получается на обычных сталях (Ст20, Ст4) производимых по той же технологической схеме без легирования ванадием.

Модифицирование стали природнолегированным барий-стронций содержащим минералом

Барий-стронциевый карбонатит – природнолегированный минерал Мурунского массива (Забайкалье), имеет минеральный состав: карбонатная фаза – 74 %; полевой шпат – 10 %; пироксен – 16 %. Химический состав карбонатной фазы: SiO_2 – 15,8 %; TiO_2 – 0,81 %; Al_2O_3 – 0,92 %; FeO – 4,27 %; MnO – 0,13 %; MgO – 0,95 %; CaO – 18,72 %; NaO – 2,36 %; KO – 1,37 %; P_2O_5 – 0,02 %; BaO – 2,60 %; SrO – 6,40 %; Zr – 0,18 %; Nb – 0,10 %; CO_2 – 21,30 %.

Барий-стронциевым карбонатитом обработано плавки стали Г13Л для железнодорожных крестовин и плавки стали 25Г2С. Плавки проводили в дуговых сталеплавильных электропечах по технологии с окислительным и восстановительным периодами. Ввод карбонатита осуществляли в конце восстановительного периода в количестве 4 кг/т и на некоторых плавках дополнительно в ковш в количестве 1 кг/т. Одна плавка марки 25Г2С была обработана повышенным количеством карбонатита (6,7 кг/т в печь и 1 кг/т в ковш).

Механические свойства сталей контролировали по стандартным методикам в лаборатории механических испытаний ЦЗЛ ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат». Для стали 25Г2С проводили дополнительные испытания на ударную вязкость при температурах: +20, 0, минус 20, минус 40, минус 60 и минус 70 °С. Для сравнения таким же испытаниям подвергли четыре плавки стали 25Г2С, выплавленные в 25-т дуговой печи без обработки карбонатитом. Для стали Г13Л испытания на ударную вязкость проводили при температуре плюс 20 и минус 60 °С.

Обработка стали 25Г2С карбонатитом оказала положительное воздействие на характеристики прочности и пластичности. Но наиболее сильное влияние проявляется на значениях ударной вязкости.

Анализ полученных данных показывает, что обработка стали 25Г2С карбонатитом в количестве 4 кг/т приводит к увеличению ударной вязкости во всем интервале температур испытаний от плюс 20 до минус 70 °С (таблица 1).

Увеличение расхода карбонатита 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 минус 60, минус 70 °С.

Как следует из данных металлографического анализа, обработка стали карбонатитом снижает загрязненность стали неметаллическими включения-

ми и обеспечивает высокий уровень их глобуляризации. Одновременно фиксируется измельчение ферритоперлитной структуры стали за счет устранения грубых участков кремний-марганцовистых ликвационных образований.

Таблица 1 – Результаты обработки стали марки 25Г2С карбонатитом

№ плавки	Расход карбонатита, кг/т	КСУ, кгс-м/см ² при температуре, °С						Индекс загрязненности	% глобул. оксидов	% глобул. окисью-сульфидов
		+20	0	-20	-40	-60	-70			
760039	0	9,25	8,88	6,66	6,52	4,8 5	3,3 6	84,03×10 ⁻³	0	0
760035	0	11,0 3	9,28	8,61	8,07	6,6 7	3,9 2	-	-	-
760037	0	11,8	8,35	6,85	4,9	2,0 1	1,9 2	96,0×10 ⁻³	25	25
660012	0	11,2 3	11	8,03	8,97	3,3	4,3 7	53,84×10 ⁻³	18	15
760050	4	11,5 1	10,4 4	10,6 3	8,63	9,1 8	7,1 9	27,03×10 ⁻³	19	36
760260	4,3	12,8	11,2	8,63	10,4 3	8,3 3	5,1	30,8×10 ⁻³	19	75
760264	4,7	11,2	9,93	6,33	6,63	5,6 7	4,5 2	-	-	-
760267	7,7	16,3	13,6	12,6 3	12,1 7	10, 8	10, 2	41,02×10 ⁻³	68	59
21823*	4	25,5	-	-	-	19, 3	-	-	-	-
219000 *	5	18,5	-	-	-	19	-	-	-	-

*) - сталь Г13

Испытания ударных образцов стали Г13 показали, что ее обработка карбонатитом обеспечивает сохранение ударной вязкости при минус 60 °С на уровне 19,0 – 19,3 кгс·м/см² (КСУ при + 20 °С составляет 18,5 – 25,5 кгс·м/см²).

Приведенные данные позволяют сделать главный практический вывод – барийстронциевый карбонатит, активно воздействуя на микроструктуру и неметаллические включения, обеспечивает повышение запаса конструктивной прочности сталей, оцениваемой значениями ударной вязкости при отрицательных температурах. Производство хладостойкой арматуры из стали 25Г2С и железнодорожных крестовин из стали Г13 с гарантированным уровнем ударной вязкости в области отрицательных температур (до минус

60 °С) возможно и целесообразно. В технологическом плане производство стали с указанными свойствами не вызывает затруднений.

Выводы:

– во всех рассмотренных случаях применения природных и техногенных материалов были получены значимые улучшения экономических показателей процессов производства стали.

– качество готовой продукции либо заметно возросло (применение ванадийсодержащего конвертерного шлака, барийстронциевого карбоната), либо не отличалось от значений показателей текущего производства.

УДК 621.793.184:621.762.8

СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ СПЕЧЁННЫХ ТВЁРДЫХ СПЛАВОВ НА ОСНОВЕ КАРБИДА ВОЛЬФРАМА*

Осколкова Т.Н.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

В настоящее время в машиностроении при производстве различного инструмента часто применяют карбидовольфрамовые твёрдые сплавы группы ВК. Так, сплавы ВК10 и ВК15, обладающие высокой вязкостью, используют для волочильных, буровых и горно-режущих инструментов [1]. Поскольку они имеют более низкую твёрдость в отличие от других групп твёрдых сплавов, одной из причин образования дефектов, возникающих в рабочем слое вставок из этих сплавов, является абразивное изнашивание поверхности. Для повышения долговечности и работоспособности этого инструмента твёрдосплавные пластины подвергают поверхностному упрочнению [2 – 5]. Одним из эффективных путей решения этой задачи является появление и быстрое развитие новых видов покрытий на твёрдых сплавах.

Целью настоящего исследования явилось изучение свойств твёрдого сплава ВК10КС после электровзрывного упрочнения легированием (ЭВЛ), электроэрозионного упрочнения легированием (ЭЭУЛ), а также после нанесения на него TiZrN ионно-плазменного покрытия.

Исследование особенностей структуры осуществляли с помощью металлографического микроскопа ЛабоМет-1И. Наноиндентирование твёрдого сплава с покрытиями производили на приборе «Nano Hardness Tester» фирмы CSEM. Микрогеометрию поверхности твёрдого сплава после нанесения покрытий изучали методом профилометрии на установке «Micro Measure 3D station».

* Работа выполнена при финансовой поддержке ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009 – 2013 гг., государственный контракт П 332.

Работа плазменного ускорителя для ЭВЛ основана на накоплении энергии батареей импульсных конденсаторов и её последующем разряде в течение 100 мкс через проводник, испытывающий при этом взрывное разрушение. Площадь облучаемой поверхности исследуемых образцов составляла 15 см². Способ ЭВЛ вольфрамокобальтового твёрдосплавного инструмента включает нагрев поверхности и насыщение её продуктами взрыва с последующей самозакалкой путём отвода тепла в глубь материала и окружающую среду. Инструментом теплового воздействия на поверхность и источником легирующих элементов при ЭВЛ являлась импульсная плазменная струя, сформированная из материала взрываемого проводника, который закрепляется на торцах коаксиальных электродов ускорителя для формирования струи. В настоящей работе в качестве проводника использовали алюминиевую фольгу. Образцы твёрдого сплава с плоской поверхностью обрабатывали в технологической камере, откачиваемой форвакуумным насосом до давления 100 Па. Оснастка позволяла закрепить облучаемую поверхность образца относительно оси сопла ускорителя под прямым углом. Режим обработки задавали величиной зарядного напряжения накопителя энергии установки, диаметрами внутреннего электрода и канала сопла ускорителя, расстояния от его среза до образца. Режим обработки, при котором поглощаемая плотность мощности составляла 6,0 ГВт/м², выбирали таким образом, чтобы облучаемая поверхность испытывала оплавление.

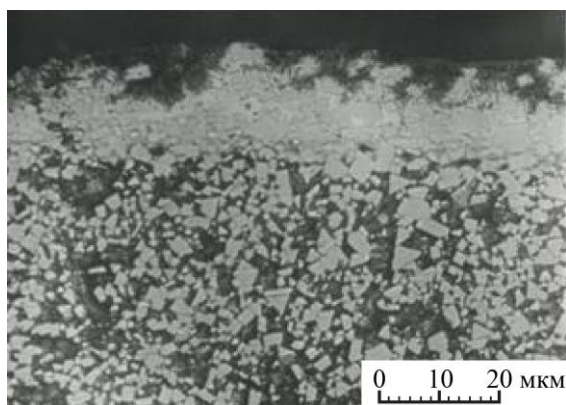
Сущность процесса ЭЭУЛ состоит в том, что при искровом разряде происходит эрозия электрода и перенос легирующих элементов на деталь-пластину из твёрдого сплава и последующее диффузионное рассасывание этих элементов в слое. В качестве электрода использовался твёрдый сплав ВК6-ОМ. Реализация данной задачи производилась, используя простое, низкоэнергетичное оборудование малых габаритов в виде портативной установки UR-121, при этом появляется возможность на различных участках обрабатываемой поверхности производить сложные микрометаллургические процессы, несмотря на простоту ведения этого процесса, а также получать чрезвычайно высокую прочность сцепления нанесённого слоя покрытия с обрабатываемой поверхностью без коробления обрабатываемой детали. В этом случае менее прочная сердцевина выдерживает ударные нагрузки, а более твёрдая режущая кромка обладает повышенной износостойкостью, что обеспечит эксплуатационную стойкость твёрдого сплава.

Авторами работ [6 – 7] изучены свойства твёрдых сплавов с покрытием из нитрида титана и оценена возможность увеличения срока работы изделий из упрочнённых твёрдых сплавов марки ВК. Введение циркония в состав ионно-плазменного покрытия (по отношению к покрытию из нитрида титана) по мнению авторов [8] может снизить хрупкость этого покрытия при одновременном повышении твёрдости.

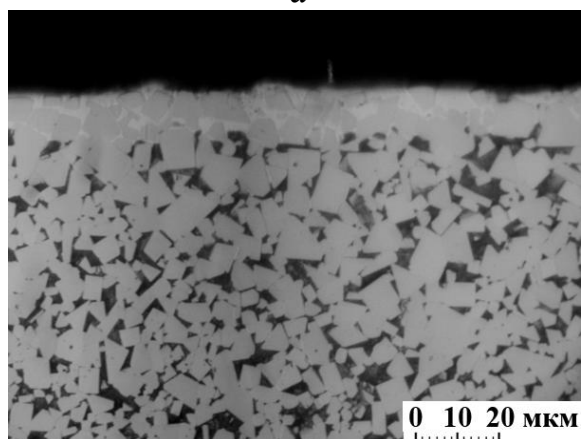
Металлографические исследования поперечных шлифов (рисунок 1) показали, что все покрытия толщиной 10 – 20 мкм на твёрдосплавных пластинах не приводят к образованию микротрещин на границе «покрытие –

основа».

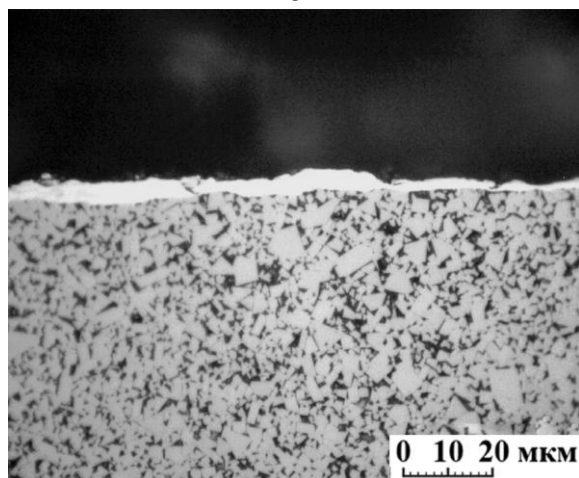
Результатом наноиндентирования твёрдого сплава с ионно-плазменным покрытием TiZrN, представленного на рисунке 2, а, является увеличение поверхностной твёрдости по сравнению с исходным сплавом в 2,5 – 3,0 раза до значений $H_\mu = 38500$. Наноиндентирование твёрдого сплава с покрытием после ЭЭУЛ показывает повышение поверхностной твёрдости до значений $H_\mu = 22000$ МПа (рисунок 2, б), а после ЭВЛ $H_\mu = 23500$ МПа (рисунок 2, в), что в 1,5 – 2,0 раза выше твёрдости исходного сплава.



а



б

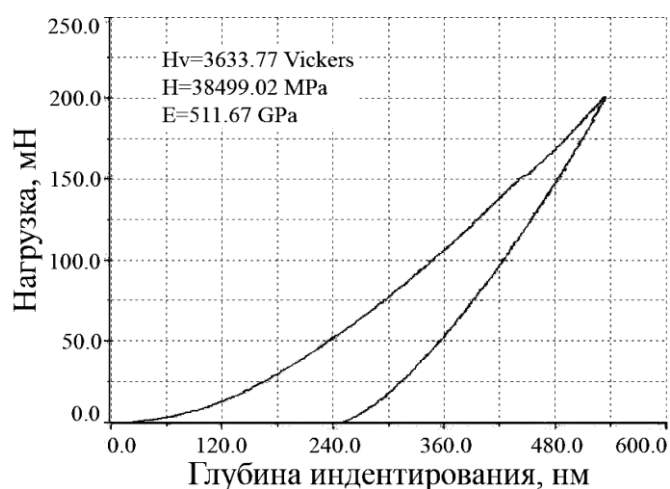


в

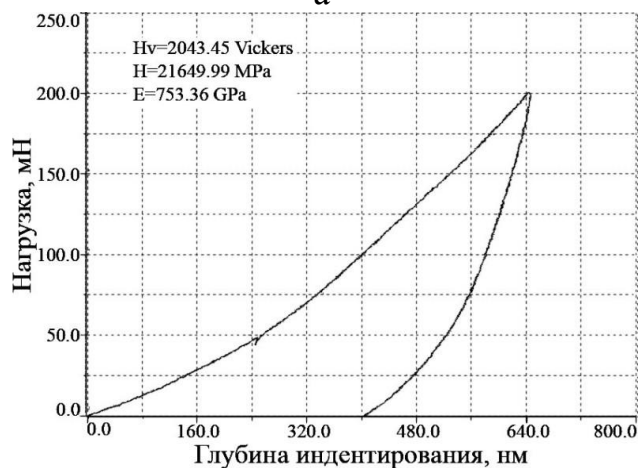
а – после электровзрывного легирования; б – после электроэрозионного упрочнения легированием; в – с ионно-плазменным TiZrN покрытием

Рисунок 1 – Микроструктура сплава ВК10КС

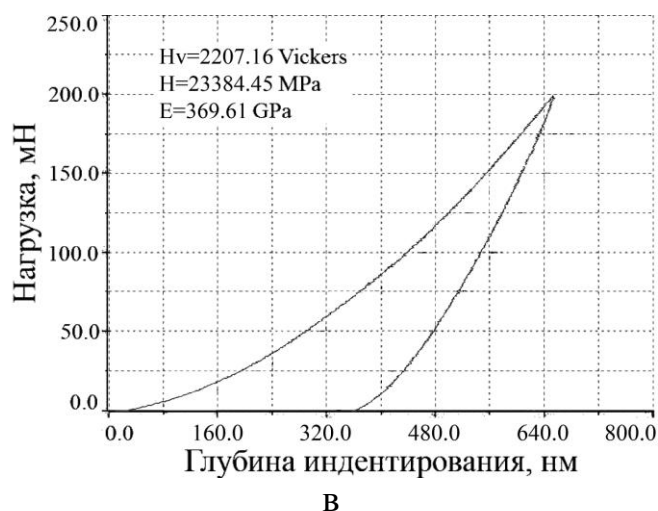
Профилометрия показала, что ЭВЛ и ЭЭУЛ приводит к незначительному увеличению шероховатости поверхности, сохраняя её в пределах технических требований. Шероховатость поверхности исходного образца составляет $R_a = 1,32$ мкм. При этом для буровых коронок и комбайновых резцов, оснащённых твёрдосплавными пластинами, допускается чистота обработки твёрдого сплава $R_a = 2,5$ мкм. После ЭВЛ параметр шероховатости $R_a = 1,73$ мкм, а после ЭЭУЛ – $R_a = 1,92 - 2,15$ мкм. У твёрдосплавной пластины с покрытием TiZrN – шероховатость $R_a = 0,973$ мкм.



а



б



а – с ионно-плазменным TiZrN покрытием; б – после электроэрозионного упрочнения легированием; в – после электровзрывного легирования

Рисунок 2 – Кривые нагрузки-разгрузки при наноиндентировании сплава ВК10КС

Таким образом, возрастание поверхностной твёрдости твёрдого сплава ВК10КС с выше перечисленными покрытиями, будут способствовать повышению износостойкости и эксплуатационной стойкости горнорежущего и бурового инструмента.

Библиографический список

1. Евстратова Н.Н., Компанеец В.Т., Сухарникова В.А. // Материаловедение. – Ростов-на-Дону: Феникс, 2006. – 268 с.
2. Строение и некоторые свойства диффузионных покрытий титана, ванадия, хрома и бора на твёрдых сплавах / В.Г. Хижняк [и др.] // Научные вести национ. техн. ун-т Украины «Киевский политехнический институт». Киев. 2002. – № 1. – С. 74 – 79.
3. Бобой А.О., Полещенко К.Н., Поворознюк С.Н. и др. Комплексная модификация твёрдосплавных режущих инструментов с использованием ионных пучков высокой удельной мощности // Материалы и технологии 21-го века: сб. науч. тр. Ч. 1. Пенза: Изд-во Приволж. Дом знаний. 2001. С. 87 – 89.
4. Иванов А.Н., Хмелевская В.С., Антошина И.А. и др. Структурные изменения в твёрдом сплаве ВК8 при ионном облучении // Перспективные материалы. 2003. – № 1. – С. 89 – 92.
5. Тарбоков В.А., Ремнёв Г.Е, Кузнецов П.В. Модифицирование твёрдосплавных пластин на основе карбида вольфрама мощным импульсным ионным пучком // Физика и химия обработки материалов. 2004. – № 3. – С. 11 – 17.
6. Яценко А.С., Марчук С.И. Изучение коррозионной стойкости твёрдых сплавов с покрытием нитрид титана. // Металловедение чёрных и цветных сплавов: сб. науч. тр, Донецк: Донецк. нац. техн. ун-т. 2003, вып. 9. С. 29 –

33.

7. Патент РФ 93038773, МПК С 23 С 12/00. Способ получения износостойкого покрытия / Калашникова Л.В. // № 93038773/02; Заявл. 29.07.1993; Оpubл.20.11.1996. бюл. 32. С. 35.
8. Панов В.С., Чувиллин А.М., Фальковский В.А. Технология и свойства спечённых твёрдых сплавов и изделий из них. – М.: МИСиС, 2004. – 464с.

УТИЛИЗАЦИЯ СТОКОВ КОКСОХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА ОАО «ЗСМК»

БАЛЬЦЕР Д.В., ПАВЛОВИЧ Л.Б.

***ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк***

Коксохимическое производство ОАО «Западно-Сибирского металлургического комбината (КХП ЗСМК) является источником образования избыточных сточных фенольных вод, средний расход которых составляет 2 млн. м³ в год. Воды содержат в своем составе органические соединения, минеральные примеси. Существующая, на предприятии установка биохимической очистки сточных вод (БХУ) очищает сточные промышленные воды от фенолов, роданидов, смол и масел. При этом в биохимически очищенной воде остается высоким содержание соединений азота, взвешенных веществ, ХПК, сульфатов, хлоридов и др. Результаты анализа воды после БХУ представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты анализа биохимически очищенной воды
и шламоотстойника УОЦ

Показатели	Содержание компонентов, мг/дм ³		«+»увеличение, «-» снижение, %
	Средние результаты анализа воды отстойника УОЦ	Результаты анализа воды после БХУ	
Азот аммонийный	117,39	361,94	-67,6%
Нитраты (по NO ₃)	46,53	25,47	+82,7%
Нитриты (по NO ₂)	5,785	17,262	-66,5%
Алюминий	0,470	0,208	+126,5%
Взвешенные вещества	6802	334	+1937,7%
Железо растворённое	0,300	0,593	-49,4%
Кальций	52,8	19,5	+171,3%
Роданиды	0,136	0,806	-83,1%
Сульфаты	381,58	987,67	-61,4%
Солесодержание	676	1710	-60,5%
Фенолы	0,056	0,144	-61,1%
Фосфаты по фосфору	0,183	2,115	-91,4%
Фтор	6,29	34,99	-82,0%
Хлориды	50,67	91,38	-44,6%
Цианиды	0,031	0,058	-46,5%
Цинк	0,000	0,197	-100,0%
ХПК	236,11	690,01	-65,8%

Исследован состав сточных вод ЗСМК на содержание полициклических ароматических углеводородов (ПАУ) и бенз[а]пирена (БП) по цехам КХП Западно-Сибирским испытательным центром методом высокоэффективной жидкостной хроматографии. Степень очистки непосредственно на БХУ от 12 компонентов ПАУ составляла 79,63 – 99,99 %, при этом наблюдался некоторый прирост трех более высококипящих соединений (бенз[в]флуорантена, бенз[g,h,i]перилена и индено[1,2,3-cd]пирена) чем БП, но это соединения слабой канцерогенности. Прироста дибензо[а,h]антрацена степень канцерогенности, которого идентична БП, не наблюдалось [1].

Содержание БП в биохимически очищенных сточных водах составляло 1,15 г/сутки. При сравнении с зарубежными фирмами, например, металлургическим заводом фирмы «U.S. Steel» в США, где содержание БП достигало 186,14 г/сутки [2], на ОАО «ЗСМК» содержание БП значительно меньше. Однако это не снижает актуальности проблемы утилизации биохимически очищенных стоков КХП непосредственно на коксохимическом производстве, где БП и ПАУ являются неотъемлемым компонентом процесса коксования и присутствуют практически во всех выбросах, отходах и стоках КХП, так как БП образуется при сжигании любого вида топлива (угля, кокса, мазута, нефти, природного, доменного, коксового газа и др.) и во всех цехах металлургического производства.

Цель данной работы – исследование и разработка технологии для утилизации фенольных сточных вод КХП, очищенных на биохимической установке, в техническом водоснабжении КХП, а также поиск технических решений по доочистке стоков КХП.

Поставленная цель на ОАО «ЗСМК» решена утилизацией биохимически очищенной воды взамен технической для очистки газов от угольной и коксовой пыли орошением в газоочистных установках в коксовых цехах и углеобогательном цехе (УОЦ) с последующим использованием отработанной воды на флотации. Принципиальная схема утилизации биохимически очищенной воды в техническом водоснабжении КХП представлена на рисунке 1. Динамика использования воды на технологические нужды, за период 2002 – 2009 гг. представлена на рисунке 2.

Результаты использования биохимически очищенной воды на аспирационных системах КЦ показали, что происходила доочистка воды по следующим компонентам, %: бенз(а)пирену 41,4; аммиаку летучему 25,0; роданидам 60,5; цианидам 84,6; фенолам 18,7. Результаты испытаний воды в УОЦ показали, что после орошения скрубберов мокрой очистки дымовых газов сушки угольного концентрата, происходила доочистка воды по следующим компонентам, %: аммиаку на 4,8; ХПК на 21,4; фторидам на 21,2. В отработанной воде увеличивалось содержание, %: железа на 100,6; фенолов на 17,2; нитритов на 20,4; нитратов на 5,8.

Снижение концентрации загрязнителей в воде свидетельствует о продолжении биохимических процессов, более интенсивной адсорбции на коксовой и угольной пыли, адсорбентом.

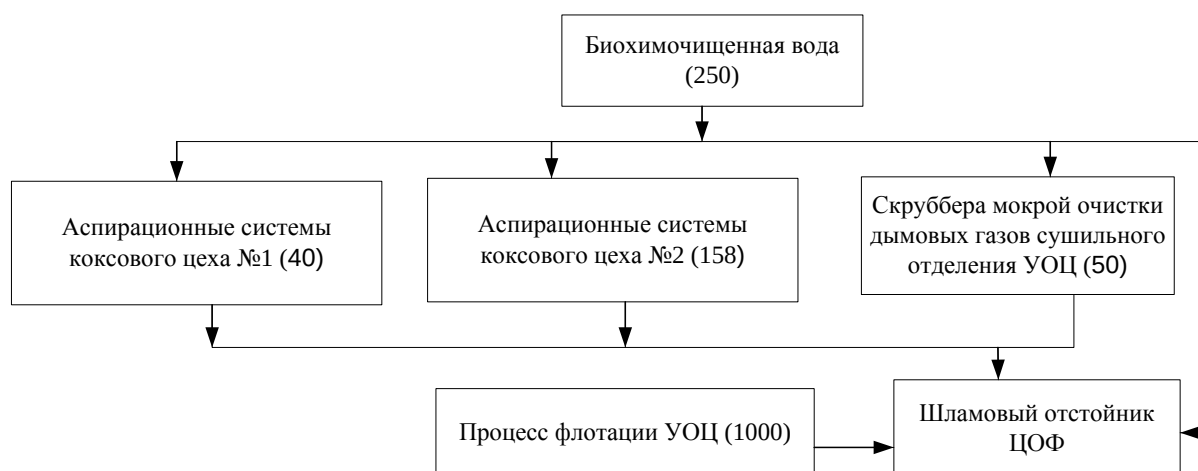


Рисунок 1 – Принципиальная схема утилизации биохимически очищенной воды в техническом водоснабжении КХП (расход в м³/ч)

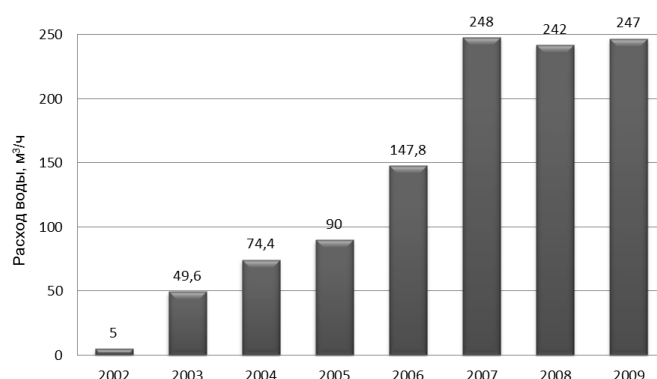


Рисунок 2 – Динамика использования биохимически очищенной воды в цехах КХП

Концентрация нелетучих загрязнителей в воде УОЦ в основном увеличивалась, как в результате концентрирования воды, так и вследствие извлечения примесей из продуктов горения газов и пыли сушильных агрегатов, выбрасываемых в атмосферу, концентрация аммиака снижалась за счет отдувки в атмосферу. Увеличение содержания нитратов и нитритов, происходило в основном в результате продолжения биологических процессов, реакций нитри-денитрификации, обусловленных наличием в биохимически очищенной воде тонкодисперсного активного ила.

Использование биохимически очищенной воды взамен технической существенно влияло на эффективность работы циклонов-промывателей и скрубберов при очистке от коксовой и угольной пыли. Степень очистки отходящих газов по сравнению с технической водой увеличивалась в среднем на 23 – 26 %, что объясняется наличием в воде поверхностно-активных веществ, способствующих смачиванию гидрофобной поверхности пыли.

Положительные аспекты использования биохимически очищенной во-

ды для газоочистки также подтверждают результаты контроля воздуха на рабочих местах (рисунок 3). Из них видно, что концентрации наиболее токсичных загрязнителей сточной воды КХП не выше ПДК.

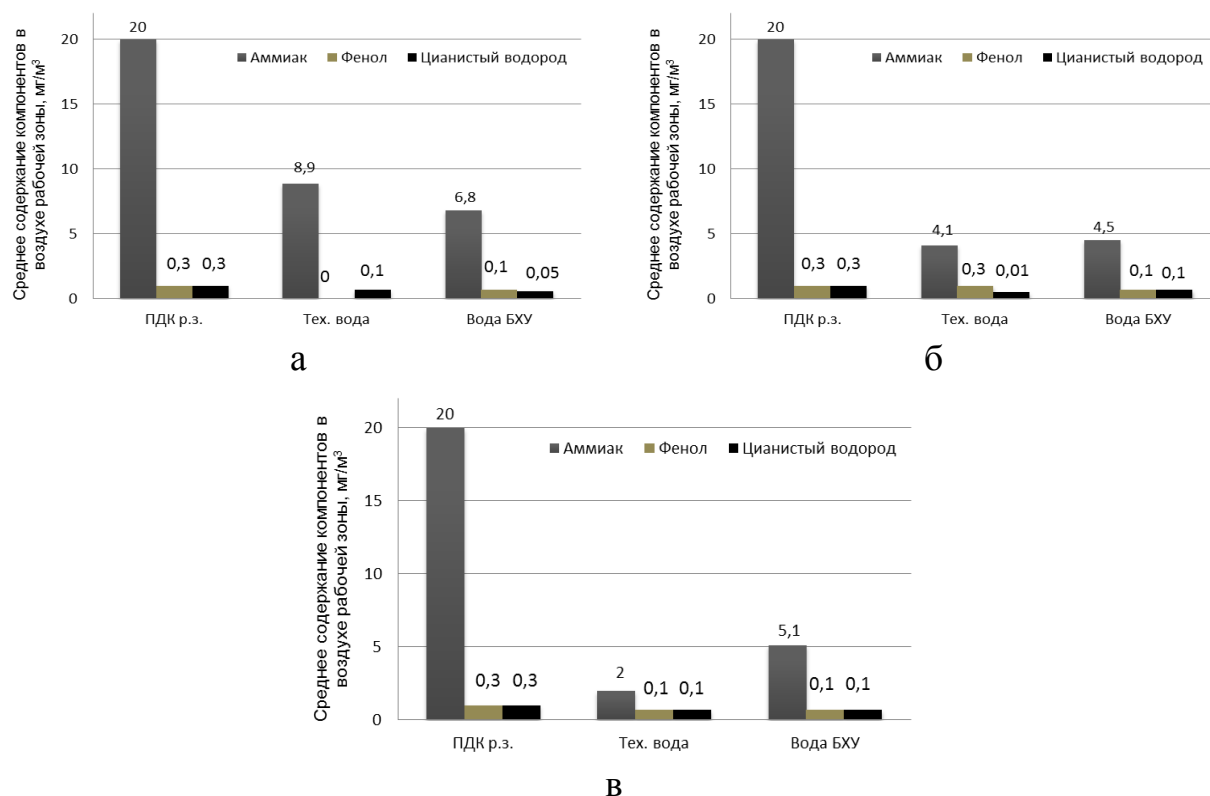


Рисунок 3 – Диаграммы содержания аммиака, фенола, цианистого водорода в воздухе рабочей зоны сушильного отделения (а), коксосортировки отм. 0 (б) и коксосортировки отм. +14 (в)

По мере накопления эти отложения уменьшают проходное сечение трубопроводов, увеличивая гидравлическое сопротивление и обуславливая необходимость практически ежегодной их замены на новые трубопроводы.

При подаче воды БХУ трубопроводы интенсивно очищались от отложений, о чем свидетельствовали визуальные наблюдения и снижение расхода электроэнергии на перекачивание пульпы. Скорость образования шламовых отложений в трубопроводах сократилась по сравнению с работой на технической воде в 15 раз и составила $0,03 \text{ г/м}^2 \cdot \text{час}$ при нормативной скорости не более $0,25 \text{ г/м}^2 \cdot \text{ч}$. Это позволило увеличить срок эксплуатации шламопроводов.

Далее сточные воды поступали в шламовый отстойник УОЦ, где в четыре раза разбавлялись со сточными водами процесса флотации. Результаты анализа воды после БХУ и отстойника углеобогатительного цеха, куда поступает отработанная вода после газоочистного оборудования, представлены в таблице 1. Таким образом, коксохимическое производство не сбрасывает в

общезаводской сток комбината биохимически очищенную фенольную воду. Этого стока после использования воды БХУ на очистке выбросов нет. Имеют место стоки углеобогатительного цеха, в которых содержание вредных компонентов против их содержания в стоках после БХУ снижена на 44 – 100 %, в среднем на 68 %, кроме взвешенных веществ, алюминия, кальция и нитратов, которые повышаются за счет процессов флотации, а рост нитратов (NO_3) связан с выносом активного ила с БХУ. Очистка достигается не только за счет разбавления стоков БХУ, а и за счет очистки воды БХУ на угольной и коксовой пыли.

Использование биохимически очищенной сточной воды в производственно-техническом водоснабжении для очистки газообразных выбросов позволило:

- ликвидировать стоки биохимически очищенной фенольной воды;
- снизить потребление свежей технической воды на 2 млн. м^3 в год;
- увеличить степень очистки газообразных выбросов в атмосферу от коксовой и угольной пылей на коксосортировке и углеобогатительном цехе в среднем на 23 – 26 %.
- решить вопрос предотвращения отложений в шламопроводах;
- достичь снижения вредных компонентов в стоках коксохимического производства в среднем до 68 %.

Библиографический список

1. Павлович Л.Б., Журавлева Н.В., Бальцер Д.В. Полициклические ароматические углеводороды в сточных водах коксохимического производства / Кокс и химия. 2010. – № 10. – С. 36 – 42.
2. Реф Г.С. Ухмылова Четырехлетний опыт эксплуатации системы нитрификации-денитрификации сточных вод коксохимического производства на металлургическом заводе в ГЭРИ / ОАО «Черметинформация». Новости черной металлургии за рубежом. – 2004. – № 1. – С. 19 – 22.

СЕКЦИОННЫЕ ДОКЛАДЫ

УДК 669.14.018.294

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ПРОИЗВОДСТВА РЕЛЬСОВ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ НАДЕЖНОСТИ

КОЗЫРЕВ Н.А.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Эксплуатационная стойкость железнодорожных рельсов, как известно, во многом определяется структурой и механическими свойствами рельсовой стали, которые в свою очередь предопределены технологиями производства. В связи с этим возрастает роль исследований в области физики металлов и металловедения в создании новых, более совершенных и прогрессивных сталей, способных обеспечить длительную прочность рельсов в столь сложных условиях эксплуатации.

Большим достижением металлургов, работающих над проблемой повышения эксплуатационной стойкости рельсов, используемых в суровых климатических условиях страны, является создание рельсов низкотемпературной надежности. Данный вид рельсов позволил обеспечить безопасность движения при температурах минус 40 °С и ниже. Сегодня в целом определены научно-технические основы решения проблем, связанных со стойкостью рельсов при отрицательных температурах, и разработана, защищенная патентами, технология производства такой продукции [1 – 3].

По данным служб пути, на дорогах, расположенных в районах с суровыми климатическими условиями, снижение температуры особенно заметно сказывается на развитии усталостных трещин в головке рельсов бесстыкового пути, установлено также, что при низких температурах наблюдается снижение пластичности и вязкости, в результате этого возможно хрупкое разрушение рельса. Практика показала, что зимой одиночных изъятий рельсов по дефектам в 2,0 – 2,5 раза больше, чем летом. В связи с этим очевидно, что приоритетным направлением является повышение низкотемпературной надежности рельсового металла.

Этот параметр сегодня достигается посредством целенаправленного формирования в металле карбонитридов ванадия, для образования которых сталь должна содержать требуемое количество ванадия и азота. В ходе проведенных научно-исследовательских работ установлено, что гарантированное получение необходимой ударной вязкости рельсов низкотемпературной надежности обеспечивается при содержании азота 0,008 – 0,020 % и ванадия 0,05 – 0,12 %, причем оптимальной является концентрация азота 0,010 – 0,020 % и ванадия 0,07 – 0,08 %.[3]. Благодаря оптимизации химического со-

става и применению технологии карбонитридного упрочнения достигнуто существенное повышение эксплуатационной стойкости рельсов до уровня мировых стандартов, обеспечившее наработку более 1 млрд. т брутто [4].

Наряду с научными изысканиями по поиску оптимального химического состава, проведены технические мероприятия по совершенствованию технологии отечественного рельсового производства. Тем самым были обнаружены новые пути и возможности повышения эксплуатационной надежности рельсов.

Первоначально разработка технологии проводилась на рельсах изготовленных из мартеновской стали. В связи с пониженным содержанием азота в мартеновской рельсовой стали (при выплавке рельсовой стали в мартеновских печах содержание азота изменяется в пределах 0,004 – 0,006 %, в электропечах от 0,006 до 0,018 %) производилось введение необходимого количества азота азотированными ванадийсодержащими ферросплавами. При производстве рельсовой стали в электропечах была доказана возможность получения требуемых концентраций азота без использования таких сплавов [4]. Анализ основных технологических факторов, влияющих на содержание азота в электростали определил основные технологические параметры выплавки и разливки: скорость окисления углерода (и оптимальная шихтовка плавки по содержанию углерода), влияние температур ведения плавки (температуры окислительного и восстановительного периодов), продолжительности окислительного и восстановительного периодов плавки, химического состава окислительного, восстановительного и ковшевого шлаков, длительности выпуска из печи, температурно-скоростных режимов разливки в изложницы [5].

Была разработана и широко использовалась технология легирования стали азотом при продувке через погружаемые и донные огнеупорные фурмы в сталеразливочных ковшах, оптимизированные режимы перемешивания металла в ковше обеспечили требуемую макроструктуру, газонасыщенность и механические свойства рельсов [6 – 8]. Следующим этапом в развитии технологии был переход на непрерывную разливку, позволившим существенно повысить качественные показатели и снизить расходы по переделу [9 – 11].

Ввод в эксплуатацию установок «ковш-печь» и оборудование печей эркерным выпуском predetermined переход на новую технологию производства – с отсечкой печного шлака, раскислением и легированием стали в ковше при выпуске из печи и на агрегате «ковш-печь» [12 – 15].

Данная технология обеспечила стабилизацию химического состава рельсового металла и установила узкие пределы содержания основных и остаточных химических элементов, что в конечном итоге predetermined качественную технологию сварки рельсов в пути. Были начаты работы по снижению содержания кислорода, predetermined при прочих равных условиях качественный и количественный состав неметаллических включений.

Ввод в строй вакууматора и отработка новых технологий со снижением расхода силикокальция позволил уменьшить в среднем содержание водо-

рода от 4,5 до 1,2 ppm и кислорода от 35 до менее 20 ppm, а также значительно повысить чистоту стали по неметаллическим включениям [16 – 19].

В связи с переводом железных дорог РФ на бесстыковой путь в последнее время тщательно изучаются вопросы свариваемости рельсов. Практика показывает, что в отличие от стандартных рельсов (категории Т1) термически упрочненные рельсы низкотемпературной надежности (категории НЭ) имеют лучшие показатели свариваемости и эксплуатационную стойкость сварного стыка, что предопределено, по-видимому, соотношением ванадия и азота (сталь заметно более пластична и отличается повышенной вязкостью и значительным сопротивлением хрупкому разрушению). Для улучшения показателей свариваемости объемно-закаленных рельсов и обеспечения требуемой твердости на поверхности катания головки (с НВ 395 до НВ 388 – 375), проведена корректировка режима термической обработки и снижено содержание кремния в среднем от 0,4 до 0,3 %. В результате этой работы нивелированы значения твердости рельс – сварной стык и, как следствие, сглажен переход сварного стыка к основному металлу по свойствам и структуре.

В связи с этим необходимо отметить, что существующая технология объемной закалки рельсов в масле при температуре подачи рельса в закалочный барабан 800 – 815 °С и выдержки не менее 5 мин при температуре масла 40 – 105 °С является оптимальной и обеспечивает весь комплекс необходимых для рельсов низкотемпературной надежности свойств.

За последние годы в развитии железнодорожного транспорта России намечилось еще одно новое направление – создание высокоскоростных магистралей. Интерес к развитию высокоскоростных линий, получивших такое широкое распространение за рубежом, обусловлен их высоким уровнем надежности, безопасности и комфорта, а также хорошими экологическими и экономическими показателями. Рельсы для высокоскоростных магистралей отличаются повышенными требованиями по геометрическим размерам и прямолинейности.

Оценивая существующую в стране технологию объемной закалки на крупнейших производителях рельсов – Новокузнецкого и Нижнетагильского металлургического комбинатов, можно констатировать, что данные требования не могут быть достигнуты при объемной закалке в масле. По этой технологии предварительно нагретые в печи рельсы проходят объемную закалку в масле при полном их погружении; при этом рельсы значительно искривляются и имеют остаточные напряжения; их уровень в значительной мере снижается при последующем отпуске, проводимом в течение 2 ч при 460 °С, кривизна не устраняется. Для получения прямолинейности рельсы подвергают холодной правке, в результате которой наводятся неблагоприятные растягивающие напряжения, отрицательно сказывающиеся на эксплуатационной стойкости. Кроме того, при закалке в масле шейка и подошва упрочняются в большей степени, чем требуется, что также сокращает живучесть рельсов. Таким образом, существующую в настоящее время технологию

объемной закалки не может быть использована для производства рельсов для высокоскоростных магистралей. В практике производства рельсов применяется несколько способов термического упрочнения – закалка головки рельса в водополимерной среде и дифференцированная закалка воздухом или средой воздух – вода. К достоинствам этой технологии относятся обеспечение прямолинейности рельсов, благоприятных остаточных напряжений и дифференцированной прочности по сечению.

Необходимость создания рельсов новой категории стало очередным стимулом поиска новых перспективных технических решений, а также совершенствования существующих технологий закалки в Российской Федерации [20, 21].

В условиях ОАО «НКМК» опробована закалка рельсов в водополимерной среде, в частности в ПК-М на основе железосодержащей полиакриловой кислоты и в Брекс Термо А на основе сополимеров этиленгликолей. Закаливали полнопрофильные пробы длиной 1300 мм путем погружения в водополимерный раствор головки на глубину 30 – 40 мм. Результаты исследований показали, что наибольшей закаливающей способностью, практически такой же, как у воды, обладает 0,5 %-ный раствор. По сечению головки достигаются высокие стабильные значения твердости, однако отмечено ее незначительное снижение на поверхности катания, обусловленное влиянием самоотпуска за счет остаточного тепла шейки и подошвы. Уровень прочности такой же, как у закаленного в воде металла. Комплекс высоких механических свойств обеспечивается микроструктурой металла, состоящей из троостита отпуска и троостосорбита закалки. Пониженная твердость на поверхности катания головки обусловлена тонким слоем сорбита, образовавшегося при отпуске мартенсита. Глубина этого слоя составляет 2 – 3 мм с поверхности катания и 7 – 8 мм по выкружкам. Аналогичный темнотравящийся слой сорбита наблюдается при закалке в воде, но только большей толщины.

Свойства металла, закаленного в 22 %-ном растворе, несколько хуже, чем после обычной закалки в масле. Темнотравящийся слой с поверхности головки при закалке в этом растворе не возникает.

Наилучший комплекс механических свойств обеспечили растворы с концентрацией полимера 5 – 11 %. Закаливающая способность растворов позволяет получить стабильную твердость с максимальным значением на поверхности катания головки (НВ 388), высокий уровень прочностных свойств, приемлемые значения пластичности и ударной вязкости. Высокий уровень механических характеристики обеспечивается троостосорбитной структурой.

Таким образом, выявлено существенное преимущество водополимерных сред по сравнению с индустриальным маслом. Однако из-за жестких требований ГОСТ Р 51685-2000 к структуре рельсов необходим жесткий контроль температурно-временного режима и концентрации раствора с целью обеспечения однородной сорбитной структуры. Анализ возможных

средств контроля концентрации водополимерной среды не дал положительных результатов из-за отсутствия надежного оборудования.

Первые опыты по опробованию сжатого воздуха в качестве закалочной среды также не выявили положительных результатов, поскольку применяемое давление сжатого воздуха (45 кПа) недостаточно для интенсивного охлаждения головки. Так, значения прочностных свойств и твердости соизмеримы с показателями для горячекатаного металла, тогда как пластические свойства (δ и ψ) соответствуют и даже несколько превосходят показатели для объемно-закаленных рельсов текущего производства. Кроме того, закаленный металл показал удовлетворительную ударную вязкость. Такой комплекс свойств обусловлен неоднородностью структуры. С поверхности головки в основном по ее выкружкам на глубине до 2 мм в отдельных участках до 4 мм наблюдается грубая структура сорбита закалки с обрывками феррита по границам зерен. Она значительно отличается как по дисперсности, так и по размерам перлитных колоний от структуры сорбита закалки объемно-закаленных рельсов. С поверхности катания и по мере удаления от поверхности выкружек структура имеет однородное строение и состоит из сорбитообразного и пластинчатого перлита с увеличивающейся долей структурно свободного феррита, который наблюдается уже в виде значительных выделений по границам зерна. Структура пластинчатого перлита выявлена в центральной зоне головки рельса и характерна для нормализованного состояния металла. Для достижения больших скоростей охлаждения, по-видимому, требуется дополнительное оснащение закалочного устройства компрессорами. Более высокие скорости охлаждения получены при использовании водовоздушной смеси. Экспериментальное апробирование такого процесса закалки рельсовых проб длиной 1000 мм проведено специалистами ВНИИМ и УИМ. Подобранный режим охлаждения обеспечивает температуру самоотпуска 450 °С и формирование перлитной структуры по всему сечению головки рельса, а также уровень механических свойств $\sigma_T = 1000 - 1020 \text{ Н/мм}^2$; $\sigma_B = 1320 - 1330 \text{ Н/мм}^2$; $\delta_5 = 11 - 14 \%$; $\psi = 33 - 34 \%$ при нормах ГОСТ Р 51685–2000 для категории Т1 соответственно не менее: 800 Н/мм²; 1180 Н/мм²; 8 %; 25 %. Ударная вязкость КСЧ при 20 °С составляла 47 Дж/см² (норма не менее 25 Дж/см²). Твердость НВ головки соответствует 375 на поверхности катания и на глубине 10 мм и НВ 363 – на глубине 22 мм (нормы НВ: 341 – 401; ≥ 341 и ≥ 341).

На серии пробных закалок с помощью термокинетических диаграмм рельсовой стали подтверждены и откорректированы термовременные параметры охлаждения головки рельса: для получения дисперсного пластинчатого перлита без бейнита и мартенсита в поверхностном слое необходимо, чтобы его температура была понижена до 550 °С за 10 с и затем поддерживалась на этом уровне в течение 15 – 20 с. Общая продолжительность двух стадий охлаждения должна составлять 25 – 30 с, после чего необходимо интенсивное охлаждение головки рельса.

С учетом изложенного предполагаемая технология дифференцированного термического упрочнения должна предусматривать три стадии: быстрого охлаждения до температуры не ниже 550 °С; псевдоизотермическую (с отклонениями по температуре не более ± 25 °С) и ускоренного охлаждения. При этом на первой стадии период охлаждения не должен быть больше инкубационного периода перлитного превращения. Вторая стадия охлаждения должна обеспечить полное перлитное превращение стали в соответствии с термокинетической диаграммой. Интенсивность охлаждения на третьей стадии не должна приводить к образованию бейнита и мартенсита. При этом упрочняющей термической обработке подвергается только головка рельса. Для охлаждения шейки и подошвы рельса требуется меньшая интенсивность. Температура самоотпуска рельса должна составлять 300 – 400 °С. В результате охлаждения в головке из углеродистой стали формируется тонкодисперсная структура сорбита закалки и обеспечивается регламентированная твердость как в головке, так и по всему поперечному сечению рельса. Разработанные в условиях ОАО «НКМК» способы термической обработки рельсов защищены патентами [22, 23].

Многочисленные публикации и отзывы с железных дорог РФ свидетельствуют, о ряде преимуществ рельсов зарубежного производства по эксплуатационной стойкости по сравнению с рельсами отечественного производства. Для понимания причин достигнутого превосходства рельсов зарубежного производства, нами была предпринята попытка сопоставить показатели качества рельсов ОАО «НКМК» и зарубежных производителей эксплуатируемых на железных дорогах страны, в частности Италии, Японии и США [24, 25]. Макроструктурный анализ, проведенный в поперечном и продольном сечениях рельсов зарубежного и отечественного производства, существенных отличий между зарубежными и отечественными рельсами не выявил. По степени развития осевой химической неоднородности, а также строению дендритной структуры рельсы сопоставимы между собой. При этом отмечено, что в макроструктуре рельсов, независимо от их производителя, осевая химическая неоднородность проявляется в большей степени при повышении содержания углерода и легирующих элементов в стали. Изучение микрозагрязненности металла показало, что металл японского производства отличается повышенной чистотой по хрупкоразрушенным оксидам, недеформирующимся и пластичным силикатам. В целом же в рельсах как отечественного, так и зарубежного производства встречаются однотипные включения: хрупкоразрушенные оксиды, пластичные силикаты, сульфиды. Отличительной особенностью является то, что в рельсах зарубежного производства практически отсутствуют недеформирующиеся силикаты. В рельсах ОАО «НКМК» встречаются недеформирующиеся включения, оцениваемые в среднем 0,5 баллом. Металлографическое исследование показало, что микроструктура зарубежных и отечественных рельсов однотипная и представлена колониями пластинчатого перлита.

Микроструктура объемно-закаленных рельсов отечественного производства существенно отличается от структуры дифференцированно упрочненных рельсов зарубежного производства. В отечественных рельсах из стали НЭ76Ф доэвтектоидного состава структура представляет собой мелкозернистый тонкопластинчатый перлит в незначительным выделением феррита (сорбит закалки), которая реализуется по всему сечению рельса в результате объемной закалки с перекристаллизационного нагрева. При такой структуре достигается неоспоримое преимущество по ударной вязкости и снижается отрицательное влияние строчек хрупкоразрушенных оксидов на образование дефектов контактно-усталостного происхождения.

В рельсах зарубежного производства структура с поверхности головки состоит из сорбитообразного перлита в сочетании с средне и грубопластинчатым перлитом. Далее по глубине головки и остальным элементам профиля структура состоит колоний пластинчатого перлита, характерного для горячекатаного состояния. Структурная особенность зарубежных рельсов заключается в образовании крупнозернистого пластинчатого перлита разной степени дисперсности. Упрочняющий эффект от закалки в данном случае незначителен и достигается в основном за счет повышенного содержания углерода и легирующих элементов в стали. При такой крупнозернистой структуре совершенно оправдана высокая степень чистоты стали по неметаллическим включениям.

Для всех термически упрочненных рельсов характерно определенное распределение значений твердости по сечению рельсов, которое обусловлено прежде всего способом термической обработки. При дифференцированной закалке максимально высокие значения твердости достигаются только в головке рельса. Тогда как после объемной закалки высокая твердость наблюдается как по головке, так и в подошве рельса. Формирование по сечению рельса при объемной закалке равнопрочного состояния не позволяют применять легированные стали, как это возможно при дифференцированной закалке. С другой стороны технология объемной закалки, включающая специальный нагрев, дает неоспоримое преимущество на рельсах низкотемпературной надежности. Максимальный уровень ударной вязкости, полученной при температуре минус 60 °С, на отечественных рельсах из составляет 35 Дж/см², зарубежных рельсах – 13 Дж/см². Таким образом, показатель ударной вязкости при отрицательных температурах может быть достигнут только благодаря обеспечению мелкозернистой дисперсной микроструктуры сорбита закалки, реализуемой за счет закалки в масле с перекристаллизационного нагрева.

Крупнозернистая структура пластинчатого и сорбитообразного перлита, которая реализуется в легированных сталях при дифференцированной закалке, имеет низкий запас вязкости, и в связи с этим необходима разработка новой отечественной технологии внепечной обработки стали с циклическим или повторным вакуумированием для обеспечения требуемой высокой степени чистоты стали по неметаллическим включениям. Однако, в случае за-

мены объемной закалки на дифференцированную с прокатного нагрева достигнутый на отечественных рельсах показатель ударной вязкости при отрицательных температурах будет потерян, а это для расположенной в суровых климатических условиях страны не допустимо.

Таким образом, наряду с разработкой технологии производства (включающей новый способ дифференцированного термического упрочнения с выбором необходимого промышленного оборудования охлаждающего устройства и технологию циклической внепечной обработки) нового продукта - рельсов для высокоскоростных магистралей, экономически целесообразна оптимизация существующей технологии производства рельсов низкотемпературной надежности с объемной закалкой в направлении снижения содержания кислорода и концентрации неметаллических включений в стали.

Библиографический список

1. Опыт освоения производства железнодорожных рельсов для эксплуатации при низких температурах / Лебедев А.И., Царев В.Ф., Могильный В.В., Козырев Н.А., Гаврилов В.В. // Сталь. – 1997. – № 12. – С. 26 – 27.
2. Технология производства рельсовой стали низкотемпературной надежности с повышенным содержанием никеля / Царев В.Ф., Никулина А.Л., Козырев Н.А., Горкавенко В.В., Сычев П.Е. // Сталь. – 1999. – № 2. – С. 71 – 73.
3. Качество рельсов из дисперсионно-упрочненной стали / Ворожищев В.И., Девяткин Ю.Д., Шур Е.А., Козырев Н.А., Гуляева Т.П. // Сталь. – 2003. – № 8. – С. 64 – 70.
4. Козырев Н.А., Павлов В.В., Годик Л.А., Дементьев В.П. Железнодорожные рельсы из электростали. – Новокузнецк: изд-во «Новокузнецкий полиграфкомбинат». – 2006. – 388 с.
5. Козырев Н.А., Дементьев В.П. Производство железнодорожных рельсов из электростали. – Новокузнецк: изд-во ИПК, 2000. – 267с.
6. Продувка стали азотом в ковше через пористые огнеупорные фурмы / Годик Л.А., Козырев Н.А., Сычев П.Е., Атконова О.П., Путилова О.В. // Изв. вузов ЧМ. – 1999. – № 12. – С.8 – 9.
7. Поведение азота при продувке стали в ковше газом через пористые вставки / Гизатулин Р.А., Козырев Н.А., Путилова О.В., Сычев П.Е. // Электрометаллургия. – 2002. – №1. – С.44 – 45.
8. Микролегирование стали азотом при продувке в ковше через донные и погружаемые фурмы / Гизатулин Р.А., Нохрина О.И., Козырев Н.А. // Известия вузов. Черная металлургия. – 2010. – № 6. – С. 30 – 33.
9. Производство железнодорожных рельсов из непрерывнолитых заготовок / Царев В.Ф., Перетягко В.Н., Козырев Н.А., Негода А.В. // Известия вузов. Черная Металлургия. – 1999. – № 10. – С.51 – 53.
10. Влияние температурно-скоростных режимов на качество непрерывнолитых блюмов рельсовой стали / Негода А.В., Царев В.Ф., Козырев Н.А., Никулина А.Л., Гилева О.В. // Сталь. – 2000. – №3. – С.20 – 22.

11. Качество железнодорожных рельсов из непрерывнолитых заготовок электросталеплавильного способа производства / Павлов В.В., Дементьев В.П., Могильный В.В., Негода А.В., Козырев Н.А. // Сталь. – 2003. – № 12. – С. 62 – 64.
12. Разработка технологии выплавки рельсовой стали в дуговых электросталеплавильных печах с отсечкой печного шлака / Павлов В.В., Козырев Н.А., Дементьев В.П., Ботнев К.Е., Тиммерман Н.Н., Сычев П.Е., Шуклин А.В. // Сталеплавильное производство: современные агрегаты и технологии: Материалы научно-практической конференции. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2003. – С. 47 – 48.
13. Отработка технологии выплавки «на болоте» рельсовой стали в дуговых электропечах / Козырев Н.А., Годик Л.А., Дементьев В.П., Обшаров М.В., Шуклин А.В. // Черная металлургия. Бюл. НТ и ЭИ. – 2003. – Вып. 10(1246). – С. 45 – 47.
14. Разработка технологии производства рельсовой стали на установке ковш-печь / Павлов В.В., Козырев Н.А., Дементьев В.П., Годик Л.А., Моренко А.В. // Сталь. – 2004. – № 5. – С. 50 – 52.
15. Разработка технологии производства рельсовой стали на агрегате ковш-печь / Павлов В.В., Оржих М.Б., Козырев Н.А., Годик Л.А., Кузнецов Е.П., Дементьев В.П., Моренко А.В., Данилов А.П. // Черная металлургия. Бюл. НТ и ЭИ. – 2005. – Вып. 1 (1261). – С. 42 – 46.
16. Внедрение технологии вакуумирования рельсовой электростали / А.Б. Юрьев, Л.А. Годик, Н.А. Козырев, Н.Н. Тиммерман, Т.П. Захарова // Сталь. – 2009. – № 2. – С. 30 – 31.
17. Технология вакуумирования рельсовой электростали / Юрьев А.Б., Годик Л.А., Козырев Н.А., Тиммерман Н.Н., Захарова Т.П., Кузнецов Е.П., Корнева Л.В., Обшаров М.В., Александров И.В., Тяпкин Е.С., Токарев А.В. // Черная металлургия. Бюл. НТ и ЭИ. – 2009. – № 4 (1312). – С. 39 – 41.
18. Технология вакуумирования рельсовой электростали/ Юрьев А.Б., Годик Л.А., Козырев Н.А., Тиммерман Н.Н., Захарова Т.П., Кузнецов Е.П., Корнева Л.В., Обшаров М.В., Александров И.В., Тяпкин Е.С., Токарев А.В. // X Международный конгресс сталеплавильщиков: Труды десятого конгресса сталеплавильщиков (г. Магнитогорск, 13-17 октября 2008г.). – Москва, 2009. – С. 456 – 459.
19. Оптимизация содержания кислорода в рельсовой стали / Л. А. Годик, Н. А. Козырев, Л. В. Корнева // Сталь. – 2009. – № 3. – С. 29 – 30.
20. Выбор технологии для термического упрочнения рельсов/ Павлов В.В., Корнева Л.В., Козырев Н.А. // Сталь. – 2007. – № 3. – С. 85 – 86.
21. Выбор технологии термического упрочнения железнодорожных рельсов / Павлов В.В., Л.В. Корнева, Годик Л.А., Дементьев В.П., Козырев Н.А. // Известия вузов. Черная металлургия. – 2008. – № 2. – С. 39 – 42.
22. Пат.2283353 РФ, МПК⁷ C21D 9/04 Способ термической обработки рельсов / Павлов В.В., Пятайкин Е.М., Корнева Л.В., Ворожищев В.И., Козырев Н.А., Годик Л.А., Дементьев В.П., Моренко А.В., Щеглова А.Б.; ОАО

- «Новокузнецкий металлургический комбинат».-№2005103778/02(005000), Заявл. 14.02.2005.
23. Пат. 2280700 РФ, МПК⁷ С 21 D 9/04. Способ термической обработки рельсов / В. В. Павлов, Е. М. Пятайкин, Л. В. Корнева, Н. А. Козырев, Л. А. Годик, В. П. Дементьев, А. В. Моренко, А. Н. Тараборин, Н. И. Бедарев; ОАО «Новокуз. металл. комбинат». – № 2005100064/02(000072); заявл. 11.01.2005.
24. Основные направления развития производства рельсов в ОАО НКМК / Юрьев А.Б., Мухатдинов Н.Х., Козырев Н.А., Корнева Л.В. // Сталь. – 2010. – № 1. – С. 99 – 100.
25. К вопросу повышения надежности сварного стыка объемно-закаленных рельсов из электростали / Юрьев А.Б., Мухатдинов Н.Х., Козырев Н.А., Корнева Л.В., Никулина А.Л. // Сталь. – 2010. – № 2. – С. 72 – 74.

УДК 669.18.046.517В:669.14.018.294.2

НОВЫЕ ШЛАКООБРАЗУЮЩИЕ СМЕСИ ДЛЯ РАЗЛИВКИ СТАЛИ НА МНЛЗ

КОЗЫРЕВ Н.А., ДЕМЕНТЬЕВ В.П., БОЙКОВ Д.В., ТОКАРЕВ А.В.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Шлакообразующие смеси (ШОС), применяемые при разливке стали на машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), должны выполнять следующие функции: защиту зеркала металла от окисления воздухом, теплоизоляцию металла, ассимиляцию неметаллических включений, всплывающих к зеркалу металла, обеспечение равномерного теплоотвода от слитка к кристаллизатору, а также в результате образования смазывающей прослойки между оболочкой слитка и кристаллизатором улучшение поверхности непрерывнолитых заготовок (нлз) [1].

Для получения нлз с минимальным количеством поверхностных дефектов (продольных и поперечных трещин) необходимо обеспечение требуемой вязкости шлака в кристаллизаторе. По мнению многих исследователей, вязкие шлаки приводят к ухудшению смазки кристаллизатора и появлению грубых продольных трещин. Жидкие шлаки увеличивают количество поперечных трещин и вызывают появление мелких продольных трещин. Одним из признанных критериев при выборе ШОС является вязкость при $t = 1200 - 1400$ °С, которая определяется химическим составом (количеством разжижителей CaF_2 , Na_2O , K_2O , Li_2O , B_2O_5 и основностью). При разливке и ассимиляции оксидов из металла вязкость шлака в кристаллизаторе может существенно увеличиваться, поэтому при выборе химического состава ШОС следует учитывать не только вязкость, но и уровень поступления оксидов из металла.

Другим критерием оценки качества ШОС является толщина гарнисажа в кристаллизаторе после разливки, защитные и теплоизоляционные свойства шлака, а также науглероживание металла и макровключения на поверхности слитка. На толщину слоя жидкого шлака существенно влияет компонентный состав ШОС, определяющий скорость плавления смеси и условия теплообмена в кристаллизаторе.

К ШОС также предъявляются жесткие требования по гранулометрическому и химическому составу, влажности.

В качестве исходных компонентов для приготовления ШОС, применяемой при разливке стали на МНЛЗ в условиях ОАО «НКМК», используются компоненты не требующие дробления, помола и сушки: графит, пыль производства ферросилиция, пыль известкового производства и пыль газоочистки алюминиевого производства [2].

Эти материалы характеризуются следующими физико-химическими свойствами.

1. Пыль рукавных фильтров ОАО «Кузнецкие ферросплавы». Химический состав: SiO_2 – 89,0 %; CaO – 1,0 %; Al_2O_3 – 0,5 %; Fe_2O_3 – 2,0 %; MgO – 1,5 %. Плотность 0,2 г/см³, гранулометрический состав – менее 0,2 мм – 95 %.

2. Пыль рукавных фильтров известкового производства ОАО «ЗСМК». Химический состав: SiO_2 – 3,0 %; CaO – 88,0 %; Al_2O_3 – 0,5 %; Fe_2O_3 – 4,0 %; MgO – 3,0 %. Плотность 0,6 г/см³, гранулометрический состав – менее 0,4 мм – 90 %.

3. Пыль электрофильтров ОАО «Новокузнецкий алюминиевый завод». Химический состав: SiO_2 – 1,0 %; CaO – 1,0 %; Al_2O_3 – 30,0 %; Fe_2O_3 – 2,5 %; MgO – 1,0 %; $(\text{K}_2\text{O}+\text{Na}_2\text{O})$ – 10 %; F – 20,0 %; C – 15,0 %. Плотность 0,2 г/см³, гранулометрический состав – менее 0,2 мм – 92 %.

4. Графит аморфный марки ГЛС 2, 3.

Все вышеуказанные компоненты (за исключением графита) являются экологически вредными отходами различных производств, поэтому имеют нестабильный химический состав. В связи с этим возможно изменение концентрации химического состава ШОС в широких пределах с последующим нарушением процесса разливки и отбраковкой непрерывнолитых заготовок по поверхностным дефектам.

С целью стабилизации процесса непрерывной разливки была разработана и внедрена в производство ШОС на основе рудного сырья, имеющего стабильный химический состав.

В качестве компонентов ШОС использовали аморфный графит, фторсодержащее вещество, материал на основе окислов кремния, алюминия и окислов щелочных металлов и цемент. В качестве материалов на основе окислов кремния, алюминия и окислов щелочных металлов были предложены: кварц полевошпатовый тонкомолотый (КПШТМ), сода кальцинированная и тонкомолотый кварцит. Смесь готовилась простым смешением аморфного графита ГЛС3 по ГОСТ Р 52729-2007 (не менее 78,0 % C), цемента ШПЦ400

по ГОСТ 30515-97 (50 - 60 % CaO, 20 - 30 % SiO₂, 5 - 10 % Al₂O₃), кварца полевошпатового тонкомолотого КПШТМ 0,20-2 по ГОСТ 7030-75 (1,0 % CaO, 67,5 % SiO₂, 15,5 % Al₂O₃, 5,0 % Na₂O, 5,0 % K₂O), тонкомолотого кварцита по ГОСТ 9077-82 (CaO < 0,08 %, SiO₂ > 98,0%, Al₂O₃ < 0,90 %), концентрата плавикошпатового (в качестве фторсодержащего материала) ФФС95 по ГОСТ 4421-73 (CaF₂ > 95 %, SiO₂ < 3,0 %), соды кальцинированной технической по ГОСТ 5100-85 (Na₂O > 50,0 %) на смесительной установке в течение 15 минут со скоростью вращения барабана 1000 об/мин.

Пределы химического состава ШОС подбирали исходя из диаграммы состояния систем Al₂O₃ – SiO₂ – CaO [3], а также из следующих предпосылок:

Концентрация углерода подбирается исходя из целесообразности смазки в зоне кристаллизатор - непрерывнолитая заготовка. При низком содержании углерода (менее 13 %) в смеси повышается отбраковка стали по поверхностным дефектам, а при высоком (более 19%) – возможно уменьшение скорости расплавления смеси и значительное науглероживание стали.

Кремнезем в ШОС должен быть ограничен из соображений вязкости расплава. Для лучшей смазки кристаллизатора смесь должна иметь низкую основность (отношение CaO/SiO₂ = 0,6 – 1,0). Для регулирования основности в ШОС вводится цемент и кварц полевошпатовый тонкомолотый. Для обеспечения необходимых пределов в шлакообразующую смесь дополнительно была введена мука кварцита, корректирующая содержание кремнезема.

Содержание глинозема в смеси должно быть не более 10 % для лучшей ассимилирующей способности глиноземистых неметаллических включений.

Содержание фтора должно быть не менее 3,5 % для уменьшения вероятности окомкования смеси и хорошей адгезии неметаллических включений шлаком, сформированным из ШОС и не слишком большим, так как возможно повышение содержания фтористого водорода в рабочей зоне. Воздействие фторидов заключается, во-первых, в снижении температуры плавления, во-вторых, в дроблении полимерной структуры шлака, т.е. увеличении единиц течения, снижающих вязкость расплава.

Введение в состав ШОС соды кальцинированной позволяет регулировать содержание окислов натрия, и, соответственно, температуру плавления ШОС. Кроме того, кальцинированная сода способствует в результате разложения (Na₂CO₃ = Na₂O + CO₂) перемешиванию сформировавшегося из ШОС шлака со сталью в кристаллизаторе при разливке, вследствие чего снижается уровень неметаллических включений. Также оксиды натрия и калия снижают температуру плавления ШОС, а их суммарное содержание должно быть не менее 3 % и не более 11 %. При суммарном содержании оксидов натрия и калия менее 3 % не удастся достичь необходимой температуры плавления смеси, при содержании более 11 % смесь становится легкоплавкой, что приводит к ее повышенному расходу.

В среднем расход ШОС составил: 0,42 кг/т жидкой стали (из отходов

производств – 0,20 – 0,25 кг/т жидкой стали). Температура плавления ШОС из рудных материалов составила 1100 – 1150 °С против 1170 – 1210 °С (ШОС, приготовленная из отходов производств).

Во время разливки отмечено, что при задаче ШОС из рудных материалов в кристаллизатор происходит ее равномерное распределение по поверхности металла, а также отсутствие комкования. При использовании ШОС из отходов производств комкование не исключается, смесь ложится неравномерно, что является причиной неравномерной теплоотдачи и повышенной отбраковки нлз по поверхностным дефектам. В результате использования нового состава ШОС:

- снижена загрязненность стали экзогенными неметаллическими включениями длиной более 1,0 мм на 95 %;
- улучшено качество поверхности нлз (брак по поверхностным дефектам типа шлаковые включения снижен с 0,4 до 0,11 %);
- повышено качество макроструктуры нлз (количество забракованных плавов по дефекту «светлая корочка» уменьшилось в 2 раза).

Библиографический список

1. Лейтес А.В. Защита стали в процессе непрерывной разливки. – М.: Металлургия, 1984. – 180 с.
2. А.с. 1702696 ССР, ИКП5 С21 С5/54 Шлакообразующая смесь/ Селезнёв О.В., Негода А.В., Дементьев В.П., Беркович Д.Б. // Кузнецкий металлургический комбинат – заяв. №4625629/02 от 01.11.88.
3. Эллиот Д.Ф., Глейзер М., Рамакришна В. Термохимия сталеплавильных процессов – М.: Металлургия, 1969. – 252 с.

УДК 669.14.018.294

ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ НАДЕЖНОСТИ С ПОНИЖЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ВОДОРОДА

Годик Л.А., Козырев Н.А., Гизатулин Р.А., Нохрина О.И., Бойков Д.В.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Существующая технология производства железнодорожных рельсов низкотемпературной надежности гарантирует отсутствие в готовых рельсах флокенов. Это достигается применением противфлокеновой обработки в виде замедленного охлаждения рельсов в специальных коробах после прокатки. Тем не менее, после сварки на рельсосварочных предприятиях рельсов, не имеющих флокенов, в единичных случаях наблюдалось их появление в зоне сварных стыков. Причиной этого был локальный нагрев металла, провоцирующий диффузию водорода в высокотемпературную зону, и быстрое

охлаждение за счёт передачи тепла в холодную часть рельса.

В связи с этим ОАО «РЖД» были введены ограничения по содержанию водорода в жидкой рельсовой стали. Для их обеспечения было проведено изучение источников и процессов поступления водорода в металл в ходе выплавки в дуговых электросталеплавильных печах и внепечной обработки рельсовой стали низкотемпературной надежности.

Технология производства рельсовой стали состоит в следующем. Сталь выплавлялась в дуговых электропечах. В качестве металлошихты использовался металлолом и чугун. В завалку и по ходу плавки присаживаются шлакообразующие материалы, в том числе известь в количестве до 70 кг/т. Высокий расход извести связан, прежде всего, с необходимостью удаления фосфора, поступающего из чугуна.

Полупродукт выпускался из печи с отсечкой печного шлака и присадкой в ковш твердой шлакообразующей смеси и силикомарганца, количество которого определялось из расчета получения содержания марганца на нижнем марочном пределе.

Внепечная обработка металла производилась на агрегате «ковш-печь» (АКП) с продувкой металла азотом в сталеразливочном ковше через донные фурмы. По ходу внепечной обработки производилось раскисление шлака периодическими присадками порошков кокса и ферросилиция, отбор проб и корректировка химического состава металла (в том числе по содержанию углерода), нагрев его до температуры разлива на МНЛЗ. По ходу внепечной обработки присаживалась известь.

Влияние различных технологических параметров выплавки и внепечной обработки на содержание водорода в рельсовых сталях изучалось на 315 плавках. Измерение содержания водорода производилось с помощью прямого зондового измерения анализатором «Hydris» в начале и в конце обработки металла на АКП.

В качестве основных источников поступления водорода определены:

- присаженная на всех этапах плавки известь;
- порошок кокса, отданный для науглероживания на выпуске и на АКП.

Увеличение присадок извести в печь, приводит к повышению количества водорода, который усваивается металлом из гидроксида кальция под действием электрической дуги, создаваемой электродами. Тогда как присадка извести в ковш на выпуске не оказывает столь значительного влияния на количество содержащегося в металле водорода, поскольку отсутствует процесс диссоциации влаги в зоне электрической дуги.

Поскольку известь в печь присаживалась с целью удаления фосфора, было изучено влияние количества присаженной извести на степень дефосфорации. Было показано, что присадки извести массой более 65 кг/т неэффективны для целей дефосфорации и лишь приводят к росту содержания водорода в полупродукте. В этой ситуации процесс обновления шлака, совмещенный с небольшими присадками извести на ранней стадии плавки, до от-

бора первой пробы металла, является предпочтительным.

Присадка извести на АКП связана с решением двух задач:

- 1) удаление серы до требуемого уровня ее в готовой стали;
- 2) снижение потерь тепла металлом при разливке на МНЛЗ путем увеличения толщины высокоосновного шлакового покрова.

Присадка извести более 2 кг/т не дает эффекта по удалению серы, поскольку с ростом основности снижается активность шлака и лишь приводит к росту содержания водорода в металле. Минимальное содержание водорода наблюдается при основности шлака 2,3.

Установлена зависимость прироста водорода в металле от количества присаживаемого на выпуске и в процессе обработки на АКП порошка кокса. Изучение влияния большого количества других технологических параметров на содержание водорода в жидком металле выявило положительное влияние увеличения доли чугуна в завалке. Повышенное количество чугуна в печи обеспечивает более интенсивное «кипение», и в процессах поступления и удаления водорода наступает преобладание процесса дегазации.

Не выявлено зависимости содержания водорода от количества присадок силикомарганца, плавикового шпата и ферросилиция при выпуске полупродукта из печи и обработке на АКП, так как все материалы перед присадкой просушиваются в достаточной мере и не повышают содержания водорода.

Поскольку единственным источником поступления влаги в известь и порошок кокса является влага атмосферы, а абсолютная влажность атмосферного воздуха определяется в большей степени его температурой, было изучено влияние среднесуточной температуры на содержание водорода в стали. Была отмечена ярко выраженная сезонность в содержании водорода в жидкой стали. Так в мае его среднее значение составило 3,7 ppm. А в июле, как в более жарком месяце – уже 4,1 ppm. Далее наблюдалось снижение содержания водорода, и в декабре оно составило 2,7 ppm.

В результате исследования 1749 плавок, выплавленных в течение года, была получена следующая модель зависимости содержания водорода от температуры атмосферы:

$$[H] = 0,0273T_{\text{атм.}} + 3,4985; \text{ ppm} \quad (R^2 = 0,2575),$$

где $T_{\text{атм.}}$ – температура, °C;

R^2 – коэффициент корреляции.

На основании результатов проведенного исследования были разработаны дополнительные требования к технологии выплавки и внепечной обработки рельсовой стали, обеспечивающие снижение содержания водорода в металле и исключение случаев образования флокенов в районе сварных стыков рельсов. А именно:

1. Масса присаживаемой в печь извести – не более 65 кг/т;
2. Содержание углерода в первой ковшевой пробе – не менее 0,6% и соответственно присадка кокса на АКП – не более 3 кг/т ;

3. Исключить присадки порошка кокса на выпуске;
4. Увеличить количество присаживаемой на выпуске извести до 10 кг/т, а присаживаемой на АКП – ограничить до 2 кг/т;
5. Использовать на плавку чугуна не менее 350 кг/т стали.

Наряду с указанными технологическими приёмами были выполнены также некоторые очевидные для снижения содержания водорода организационные мероприятия:

- исключено попадание влаги в расплав из водоохлаждаемых элементов печи и АКП,
- уменьшена до 12 часов длительность хранения извести,
- внедрены крышки к контейнерам для перевозки ферросплавов и шлакообразующих,
- произведена настройка орошения электродов, исключая попадание воды в печь.

Комплекс принятых технологических и организационных мероприятий позволил выполнить требования ОАО «РЖД» по содержанию водорода для рельсовой стали низкотемпературной надежности.

УДК 621.771.23

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА КРУГЛОГО ПРОКАТА КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ НА МЕЛКОСОРТНОМ СТАНЕ 250-2 ОАО «ЗСМК»

Мартьянов Ю.А., Кадыков В.Н., Уманский А.А.

***ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

На мелкосортном стане 250-2 ОАО «ЗСМК» при производстве круглого проката конструкционных сталей марок 10кп, 15кп, 20кп выход годного по результатам аттестационных испытаний на холодную осадку по гр. 66 (осадка до 1/3 от первоначальной высоты образца) не превышает 80 – 85 %. Данные металлографических исследований показывают, что наиболее частой причиной отрицательных результатов испытаний является наличие на поверхности проката дефектов предыдущих переделов (сталеплавильного происхождения или полученных в обжимном цехе дефектов), перешедших на поверхность проката с исходных заготовок. Многочисленные литературные данные свидетельствуют, что одним из эффективных способов улучшения качества поверхности готового проката является интенсификация выработки присутствующих на исходных заготовках дефектов путем совершенствования формы и размеров калибров прокатных валков. Использование оптимальной калибровки валков позволяет не только уменьшить развитие уже имеющихся на поверхностных дефектов, но в ряде случаев даже достигнуть

их полной выработки. При этом касательно рекомендаций по вопросу выбора конкретных систем калибров мнения различных авторов имеют противоречивый характер. Так В.Н. Асановым с соавторами [1] приводятся данные об улучшении качества поверхности готового проката при переводе непрерывного стана 340/160 на калибровку по системе «круг-гладкая бочка» с ранее использовавшейся вытяжной системы «овал-круг». Авторы работ [2, 3] говорят о благоприятном влиянии на качество поверхности проката системы вытяжных калибров «ромб-квадрат», в работе [4] дается рекомендация использовать калибры с чередованием кантовок на 45° и на 90° .

С целью интенсификации выработки поверхностных дефектов при прокатке на мелкосортном стане 250-2 калибровочным бюро внесены изменения в существующую калибровку валков черновой группы клетей. Отличие усовершенствованной калибровки валков от ранее использовавшейся заключается в следующем (рисунок 1): ящичный и овальный калибры клетей

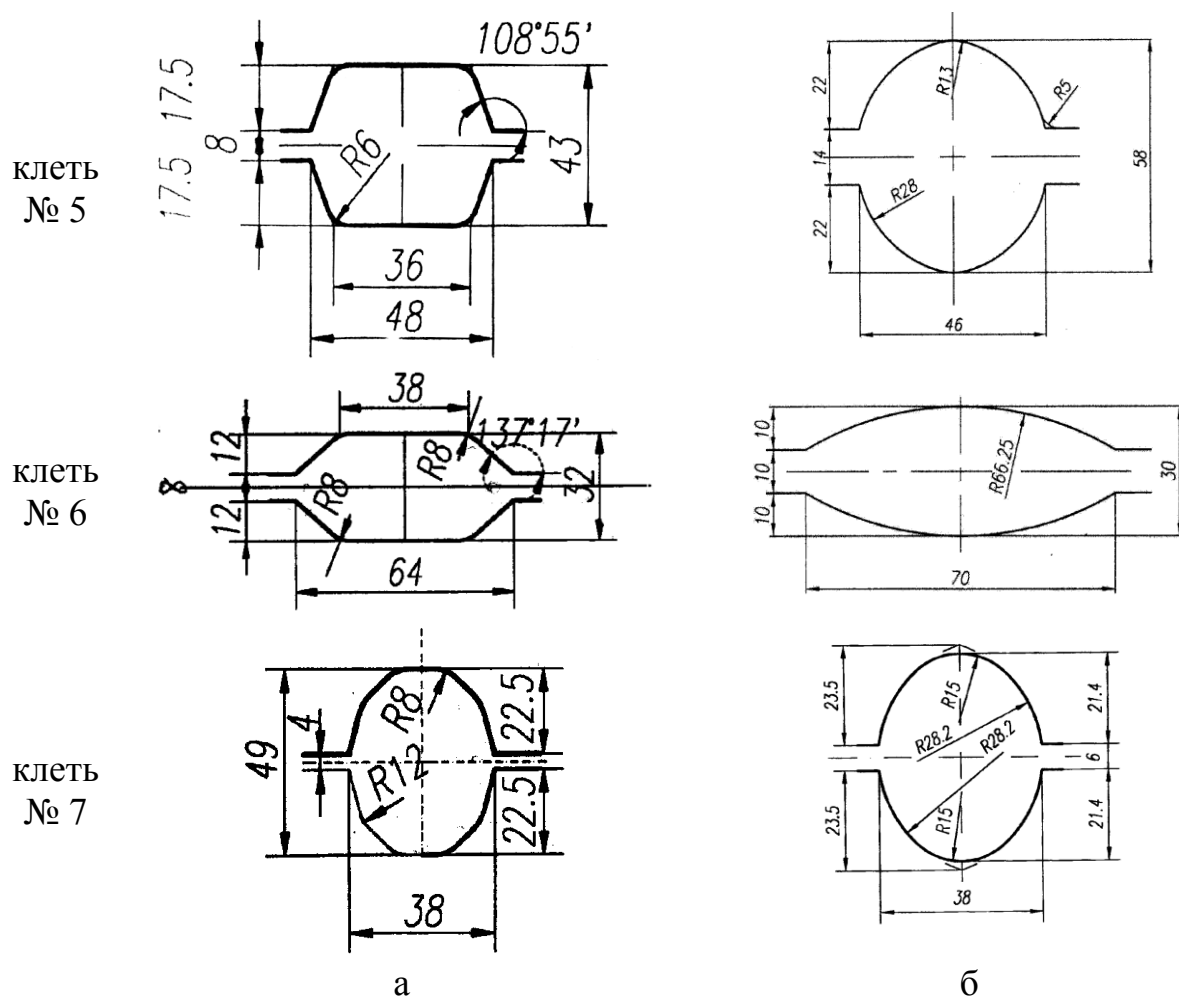


Рисунок 1 – Калибровка валков клетей черновой группы мелкосортного стана 250-2

№ 5 и 6 заменены на ребровой овальный и овальный калибры соответственно и несколько изменены размеры ребрового овального калибра клетки № 7. Выбор в качестве объекта для оптимизации черновой группы клетей обусловлен наибольшей степенью деформации при прокатке в данных клетях и,

как следствие, возможностью более интенсивной выработки дефектов.

С целью исследования влияния новой калибровки валков на выработку поверхностных дефектов провели промышленный эксперимент: серию заготовок конструкционной стали 20кп с искусственно нанесенными дефектами прокатали с использованием калибров измененной формы и по существующей калибровке. Искусственные дефекты в виде продольных пропилов глубиной 5 мм, шириной 2 мм и длиной 1000 мм наносились на середины граней и ребра заготовок фрезерным кругом.

При проведении исследований оценивали степень выработки дефектов по глубине и длине. В качестве параметров, характеризующих степень выработки дефектов, приняли отношение исходных размеров дефектов к размерам дефектов на недокатах, отобранных после клетки № 7. При этом, размеры дефектов, как на исходных заготовках, так и на недокатах оценивалась путем металлографического исследования отобранных проб.

По полученным данным (рисунок 2) при использовании новой калибровки валков клетей черновой группы степень выработки дефектов по глубине составила в среднем 2,96, что в 1,18 раза выше степени выработки дефектов при использовании существующей калибровки (2,50). При этом интенсивность выработки дефектов по глубине увеличилась равномерно, как для расположенных на гранях заготовок дефектов, так и для дефектов на ребрах заготовок (в 1,18 раза). Также установлено, что независимо от используемой калибровки нанесенные на ребра заготовок дефекты вырабатываются в 1,06 раза интенсивнее по сравнению с дефектами на гранях заготовок.

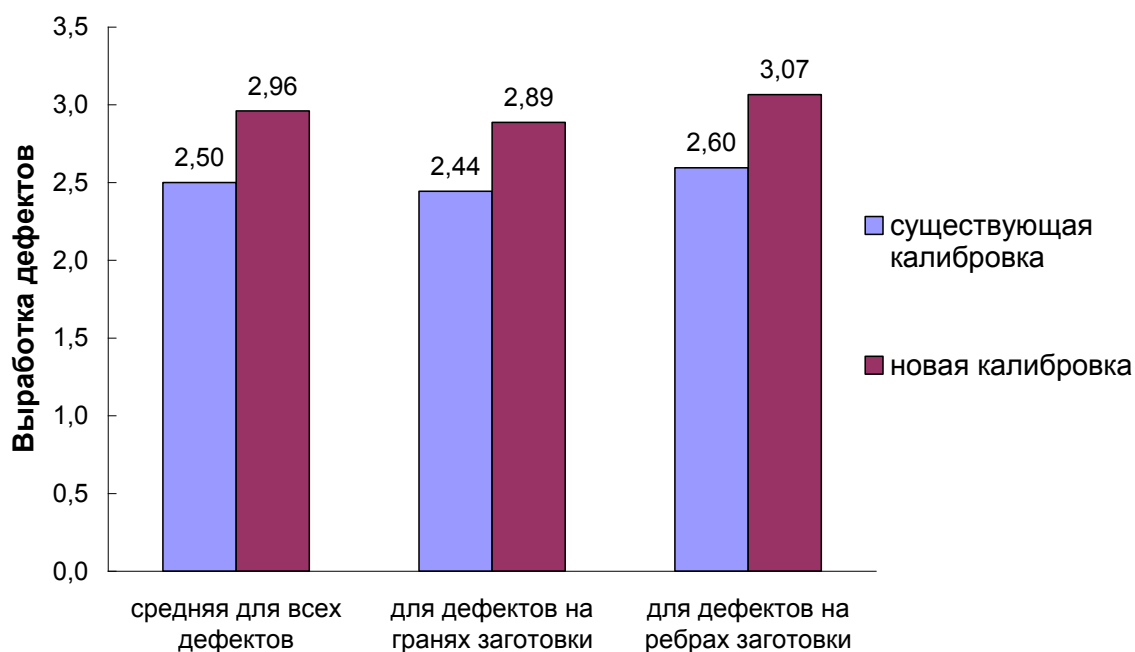


Рисунок 2 – Интенсивность выработки дефектов по глубине при использовании различных калибровок

Касательно степени выработки дефектов по длине можно отметить, что полученная картина качественно не отличается от данных об изменении интенсивности выработки дефектов по глубине при переходе на усовершенствованную калибровку валков (рисунок 3). В количественном выражении степень выработки дефектов в среднем увеличилась в 1,12 раза (с 2,38 до 2,67). При этом интенсивность выработки дефектов на гранях заготовки увеличилась на несколько большую величину, по отношению к расположенным на ребрах заготовок дефектов (в 1,14 раза против 1,09 раза).

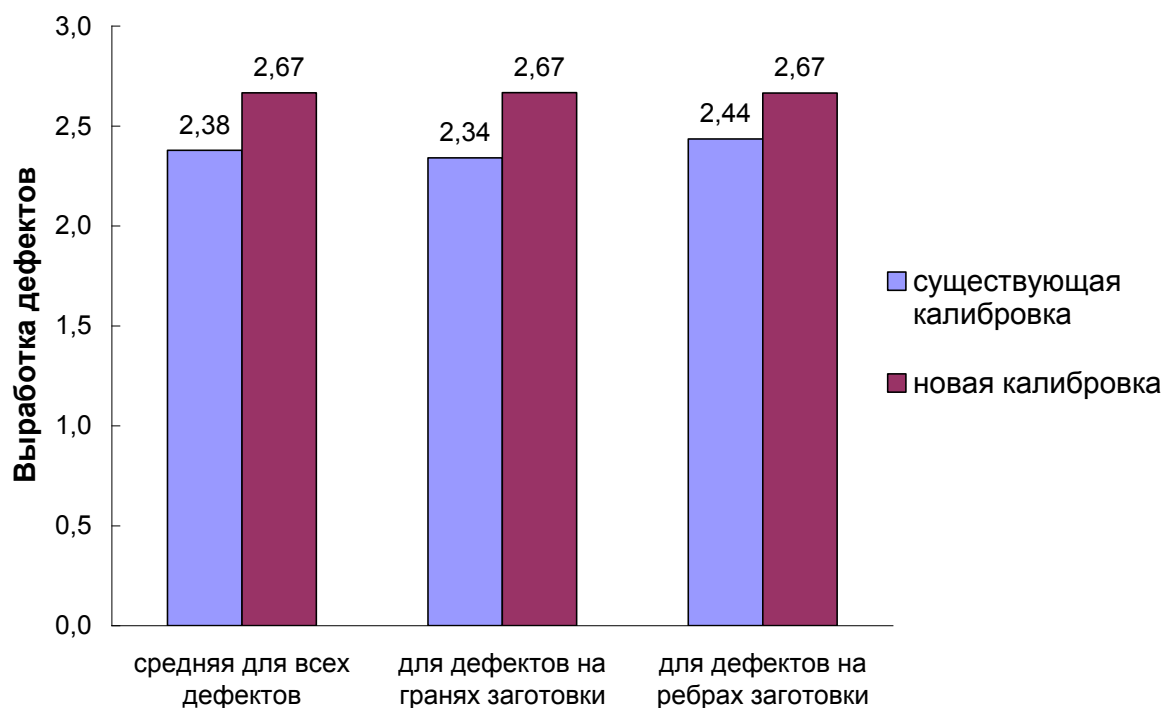


Рисунок 3 – Интенсивность выработки дефектов по длине при использовании различных калибровок

Влияние измененной калибровки валков на увеличение интенсивности выработки дефектов связано с более благоприятной схемой напряженно-деформированного состояния металла при прокатке в системе калибров «овал-ребровой овал» по сравнению с чередующимися ящичными и шестигранными калибрами. Прокатка в системе калибров «овал-ребровой овал» характеризуется практически равномерной деформацией по ширине полосы и равномерным распределением температуры по сечению раската из-за отсутствия острых ребер.

На основании полученных при проведении промышленных экспериментов данных ожидается, что использование предложенной калибровки валков стана 250-2 позволит увеличить выход годного проката на 3 %, экономический эффект составит порядка 1 млн. 300 тыс. руб./год.

Библиографический список

1. Асанов В.Н. Совершенствование калибровки валков для прокатки круглых и арматурных профилей / В.Н. Асанов [и др.] // Сталь. – 2008. – № 11. – С. 90 – 91.
2. Зильберг Ю.В. Изменение поверхностных дефектов при прокатке трубной заготовки из коррозионностойкой стали / Ю.В. Зильберг [и др.] // Сталь. – 1991. – № 10. – С. 33 – 36.
3. Чекмарёв А.П. Производство трубной заготовки / А.П. Чекмарёв, Машковцев Р.А., Носенко О.П. – М.: Металлургия, 1970. – 304 с.
4. 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.

УДК 669.2

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВАРИВАНИЯ ВНУТРЕННИХ ДЕФЕКТОВ В СОРТОВЫХ ЗАГОТОВКАХ, ПОЛУЧЕННЫХ НА МНЛЗ ОАО «ЗСМК»

Кокшаров Ю.М., Лубяной Д.А.

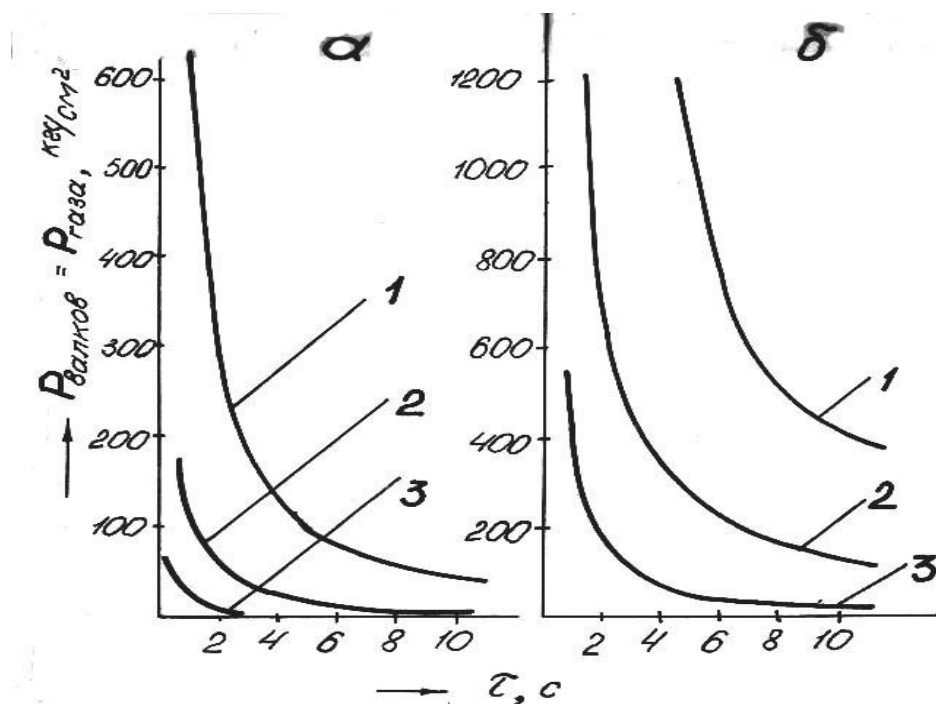
***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Цель данной работы определить параметры обжатия заготовки для устранения внутренних дефектов «раковин, полостей» полученных в процессе разлива на МНЛЗ.

Из-за уменьшения объёма раковины во время прокатки слитка давление газов в ней увеличивается. Рост давления будет происходить до тех пор, пока оно не уравнивается давлением валков на металл (стенок раковины). Начиная с этого момента уменьшение объёма и поверхности раковины в результате сваривания будет происходить пропорционально количеству газов, абсорбированных металлом.

Для пластической деформации металла в любой точке раската необходимы напряжения, превышающие предел текучести металла в этой точке. Минимальные значения предела текучести для сталей составляют 350 – 400 кгс/см². При таких давлениях на стенки раковины газы успевают продиффундировать из полости в металл (рисунок 1), за время меньшее, чем тратится на прокатку (2 – 7 с). Растворение газов раковины в металле начинается не только после достижения наибольшего давления, но совершается и раньше. Литой металл, в том числе и слиток, имеет поры, причём во многих случаях даже сквозные. Проникновение газов через эти поры при небольших давлениях практически исключено, но при значительных давлениях, которые могут возникнуть в раковине при прокатке, этот процесс может получить значительное развитие и облегчить уход газов из раковины. В ходе исследования А.В. Вишнякова и В.И. Андреева, а также В.А. Фирсова и Б.Е. Янака

было выявлено, что хотя основным газом в усадочной раковине по объёму является водород, то по массе, как было установлено нами – азот (таблица 1).



а – 4,1 см³/100 г; б – 7,8 см³/100 г 1-1 обжатие, 2-2 обжатия, 3-4 обжатия

Рисунок 1 – Соотношение между давлением валков на стенки раковины и временем, необходимым для полного удаления газов из полости в металл путём диффузии

Таблица 1 – Состав азота и водорода по массе и объёму

№ слитка по ходу разлива	Глубина за-легания по-лостей, от-общей дли-ны раската. %	Объём рако-вины в рас-кате мм	Объём газа в раковине в, мл.	Давление га-за, ат.	Состав га-за, % по объёму		Состав газа, % по массе	
					H ₂	N ₂	H ₂	N ₂
11	9,9	90	355	3,94	65,2	13,5	65,2	189
13	10,4	600	600	3,43	59,1	15,2	59,1	212,8
12	15,1	780	780	1,02	51,67	23,45	51,67	328,3

На МНЛЗ ОАО «ЗСМК» отливают заготовки для прокатного производства (рисунок 2) А.В. Вишняковым и Д.А. Лубяным были исследованы образцы из стали и свинца на предмет заваривания модели усадочной рако-

вины. В случае сваривания стенок усадочной раковины (несоприкасающихся поверхностей) следует считать, что в процессе существует ещё одна стадия – предконтактная, в течение которой стенки полости раковины сближаются до соприкосновения, после чего начинается следующий этап процесса сварки.

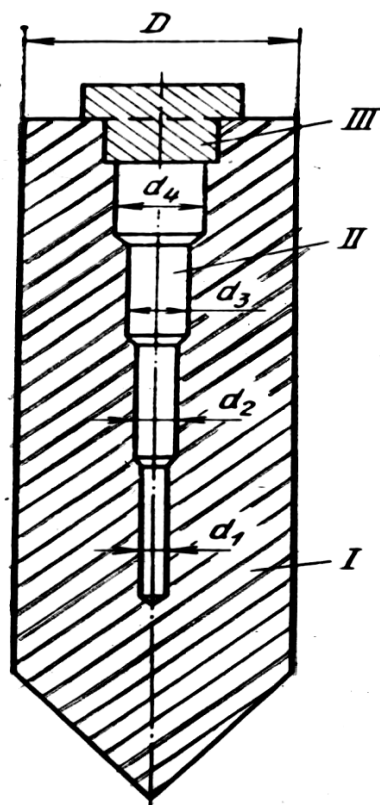


Рисунок 2 – Поперечный разрез заготовки МНЛЗ

Процесс сближения поверхностей исследовали экспериментально на стеариновых, свинцовых и стальных образцах из СтЗсп и полагали, что полученные результаты впоследствии будут проверяться на 7 тонных слитках. В образцах с размерами 60×60×220 и 80×80×250 мм высверливали отверстия по центру так, что вся полость в нём напоминала конфигурацию закрытой усадочной раковины в слитке (рисунок 3).

Полость в образце в ряде случаев закрывали пробкой, в остальных случаях катали и ковали образцы без пробок. Температура деформации для образцов из стали была в пределах 1050 – 1150 °С. Катали образцы на стане с валками диаметром, равным 100 и 120 мм. Поверхность валков рифлёная и гладкая, скорость прокатки 0,31 – 0,38 м/с. При ковке пользовались такими же образцами. Вес падающей части молота 0,75 т. после деформации образцы разрезали и замеряли. Размеры полученных полостей (рисунок 4). Процесс сближения стенок полостей в металле связан с пластической деформацией металла в зоне полости. Можно было предполагать, что он зависит от параметров этой деформации. В частности, сближение стенок начнётся и будет совершаться лишь при условии распространения пластической деформации до границ полости.

Для изучения влияния абсолютного обжатия: $\Delta h = H - h$ и степени деформации $\varepsilon = (H - h)/H$ на сближение стенок полостей изменяли величину $D = H$ в пределах от 28 до 80 мм; h – от 20 до 72 мм; Δh брали равной 2, 4 и 8 мм при D , равным 100 и 120 мм; скорость прокатки 0,31 – 0,38 м/с.



I – образец из стали, свинца; II – полость высверливаемая в образце;
 III – пробки для закатания полости. $d_1=5$ мм, $d_2=10$ мм, $d_3=20$ мм, $d_4=30$ мм.
 $d_1/D=0,08$ мм, $d_2/D=0,17$ мм, $d_3/D=0,33$ мм, $d_4/D=0,50$ мм

Рисунок 3 – Схема и размеры образцов применяемых для исследования процесса сближения стенок полостей в металле при горячей обработке давлением

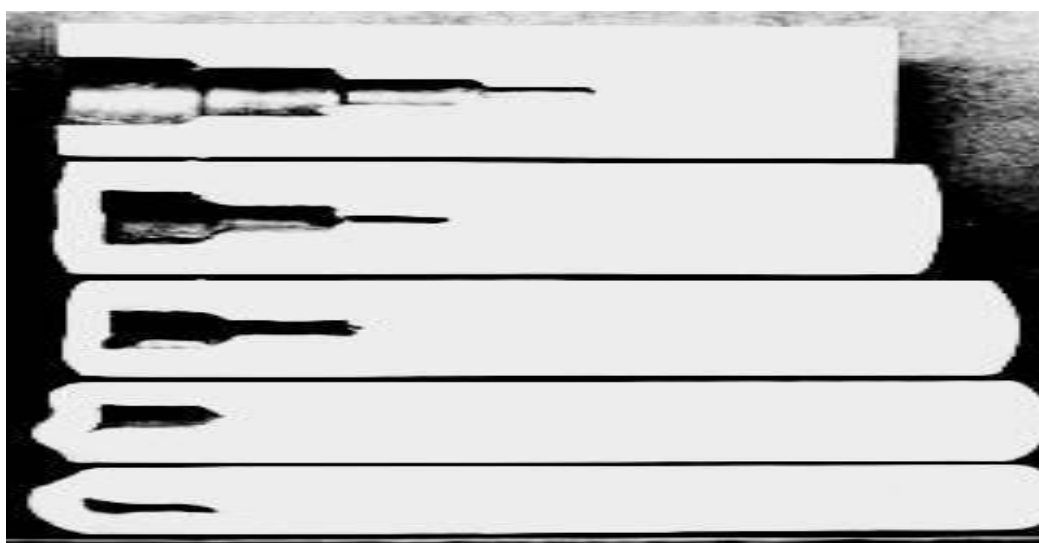
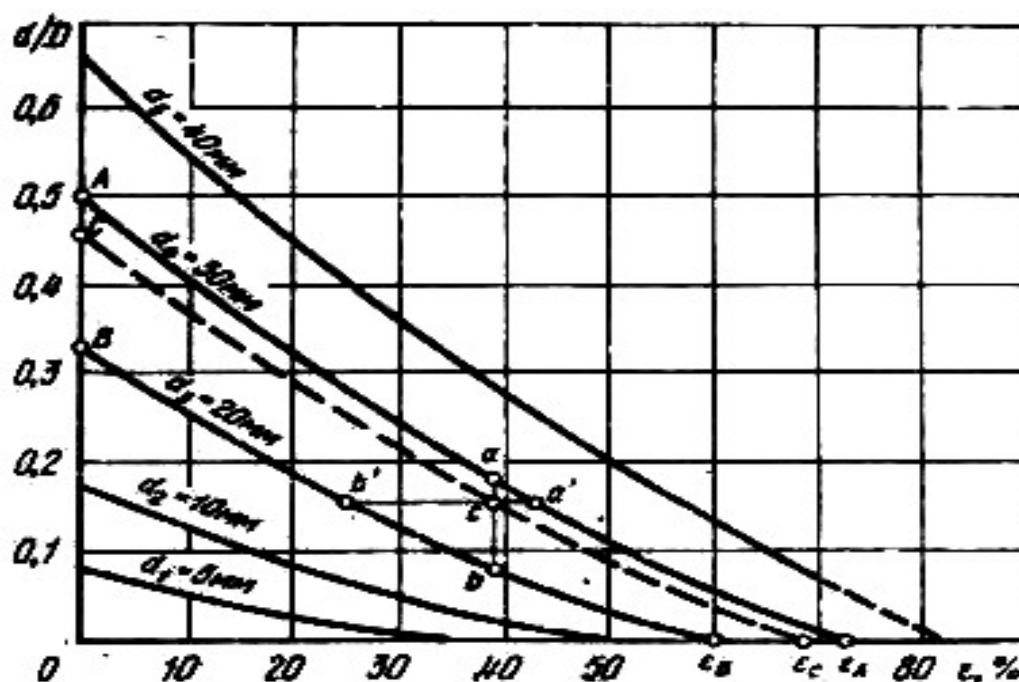


Рисунок 4 – Стальные образцы с разной степенью обжатия

В результате наших экспериментов было установлено, что при обжатии заготовок полученных на МНЛЗ при степени деформации более 82 % – раковины характерные для заготовок МНЛЗ закатываются полностью (рисунок 5).



D – высота исходного образца; d – диаметр исходной полости в образце

Рисунок 5 – Зависимость процесса сближения стенок полостей при прокатке в стальных образцах в зависимости от степени деформации

Вывод: результаты исследований и параметры обработки полученные по данным моделирования на стальных и свинцовых моделях нашли подтверждения на серии промышленных плавок заготовок полученных на сортовой МНЛЗ прокатанных в прокатных цехах ЗСМК.

УДК 669.74

ОЦЕНКА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК МАРГАНЦЕВЫХ РУД

РОМАНЕНКО Ю.Е., РОЖИХИНА И.Д.

*ГОУ ВПО Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк*

Главной задачей и целью в современной металлургии является обеспечение конкурентоспособности металлургической промышленности России на мировом рынке, которая, прежде всего, зависит от уровня развития мине-

рально-сырьевой базы, как основы металлургии.

Современное состояние минерально-сырьевой базы марганца в России – истощение источников сырья и недостаточное качество этого сырья. На территории России до настоящего времени не выявлены крупные месторождения богатых марганцевых руд. Поэтому эти руды относятся к группе дефицитных полезных ископаемых.

В районе юга Западной Сибири, к которому кроме Кемеровской области относятся Республика Алтай и Хакасия, выявлены проявления марганцевых руд с высоким ресурсным потенциалом, таблица 1 [1].

Таблица 1 – Запасы и ресурсы месторождений

месторождение	Запасы и ресурсы
Сунгайское	$C_2 - 386$ тыс. т $P_1 - 5,2$ млн.т, $P_2 - 57$ млн. т, $P_3 - 172$ млн.т.
Селезеньское	$C_2 + P_1 - 2,1$ млн.т, на площади 5 млн.т.

Вновь разведанные месторождения требуют изучения металлургических свойств с целью внедрения руд в производственный процесс.

Одними из факторов, определяющих основные металлургические свойства марганцевого сырья, являются его удельное электросопротивление и температуры начала, конца и интервал размягчения руд. Это связано с тем, что показатели температуры начала размягчения и интервал размягчения лежат в основе разделения руд и концентратов на трудно- и легковосстановимые [2, 3], а от электросопротивления применяемых марганецсодержащих материалов зависит электрический режим работы рудовосстановительной электропечи при выплавке ферросплавов. Повышенные значения удельного электросопротивления обеспечивают глубокую посадку электродов в шихте, дают возможность увеличить рабочее напряжение, а, следовательно, и полезную мощность агрегата, что способствует снижению удельного расхода электроэнергии [4].

Автор [5] указывает на различия в значениях электросопротивления минералов марганцевого сырья отдельных месторождений и разных температурных интервалах размягчения, так как данные показатели зависят от минерального состава сырья, поэтому для оценки марганцевого сырья, особенно при освоении новых месторождений, необходимо изучить температуру размягчения и электросопротивление руд или концентратов.

В данных исследованиях изучались руды Сунгайского и Селезеньского месторождений разных участков, химический и минералогический составы руд приведен в таблицах 2 и 3 соответственно.

Измерение удельного электросопротивления и размягчения руд проводились в лабораторных условиях на печи Таммана контактным методом при

равномерном нагреве печи от комнатной температуры с шагом нагрева 8 – 10 град/мин. Схема установки приведена на рисунке 1.

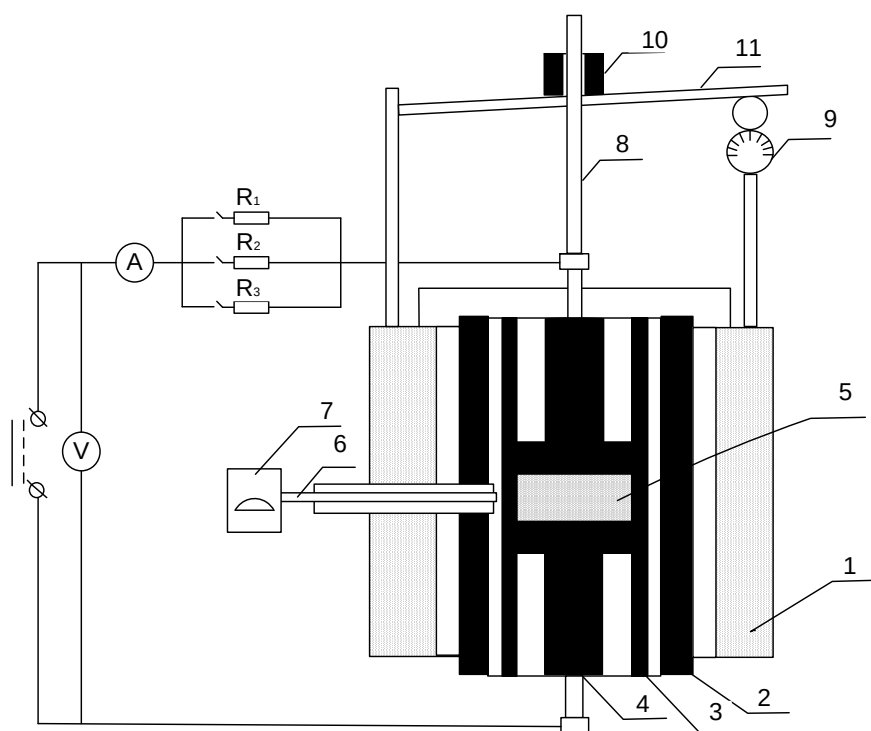
Таблица 2 – Химический состав марганцевых руд

Наименование руды		Химический состав, %							
месторождение	участок	Mn _{общ}	Fe _{общ}	P	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	ппп
Сунгайское	Сугул	20,4	2,0	0,039	50,6	0,75	6,96	0,77	
	Сунгай	33,54	4,1	0,067	31,5	1,0	5,68	0,48	-
	Чумай	54,6	6,1	0,2	7,52	0,76	1,94	нет	-
	Аскиз	52,9	2,1	0,024	11,5	0,63	2,6	1,06	-
Селезеньское	Чеболдаг конц.	36,98	10,78	0,118	14,27	2,03	11,25	0,23	8,1
	Чеболдаг	26,04	17,2	0,12	23,7	0,27	2,47	нет	8,1

Таблица 3 – Минералогический состав марганцевых руд

Проба	Фазовый состав
Участок Сунгай	Присутствуют: криптомелан, кварц, тодорокит Вероятно: вернадит, примеси
Участок Сугул	Много: тодорокит Присутствует: кварц, криптомелан Немного: вернадит, примеси
Участок Чумай	Много: пиролюзит Присутствует: кварц, вернадит
Участок Аскиз	Много: браунит Немного: кальцит, пиролюзит, кварц Примеси: родохрозит, гетит
Участок Чеболдаг руда	Много: гетит Присутствует: кварц, голландит-криптомелан Немного: гематит, примеси
Участок Чеболдаг концентрат	Много: голландит-криптомелан, кварц, гетит Немного: примеси

Исследуемую руду, фракций 2,5 – 5,0 мм, засыпали в алундовую трубку, диаметром 50 мм, между двумя графитовыми электродами, высота пробы составляла 30 мм. Сверху на образец устанавливался термостойкий шток из силицевого электрода с алундовым подпятником, наружным диаметром 16 мм.



1 – печь Таммана; 2 – графитовый нагреватель; 3 – алундовая трубка;
4 – графитовый электрод; 5 – образец; 6 – термопара; 7 – потенциометр;
8 – стержень силитовый; 9 – индикатор, показывающий степень усадки
образца; 10 – груз; 11 – рычаг

Рисунок 1 – Схема установки для измерения электросопротивления
и размягчения руд

Шток соединен с грузом, для создания через шток давления на образец 0,1 МПа, который в свою очередь соединен с индикатором, на котором фиксируется величина углубления штока в образец, что позволило определить изменения высоты образца при нагреве и определить температуры начала и конца размягчения. Вместе с тем на образец через электроды подавали постоянное напряжение 12 В и на амперметре фиксировали изменения величины тока в цепи в течение нагрева пробы от комнатной температуры до температуры конца размягчения.

Температуры начала и конца размягчения вычисляли в соответствии с ГОСТом [6]. Результаты усадки использовались для дальнейшего расчета удельного электросопротивления. Полученные результаты по размягчению приведены в таблице 4 и на рисунке 2, на котором изображены кривые размягчения руд, отличающихся по минералогическому и химическому составу.

Данные, полученные при исследовании температур размягчения, подтверждаются предварительно проведенными дифференциально-термическим [7] и рентгенофазовым анализами (таблица 3).

Таблица 4 – Температура начала, конца и интервалы размягчения марганцевых руд

Руда	$t_{\text{нр}}, \text{K}$	$t_{\text{кр}}, \text{K}$	$\Delta t, \text{K}$
Участок Чеболдаг	1203	1523	320
Участок Чумай	1273	1473	200
Участок Сунгай	1253	1473	220
Участок Сугул	1243	1473	230

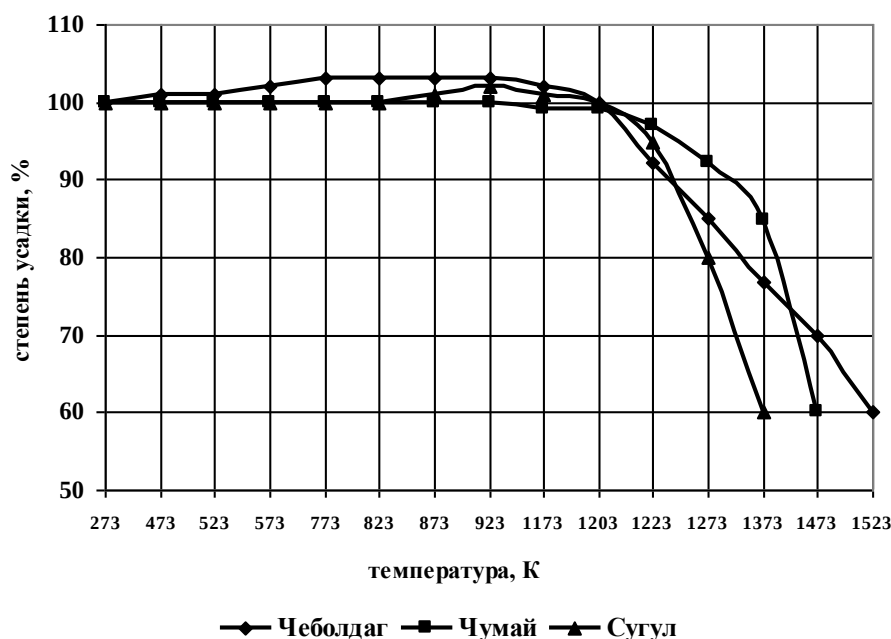
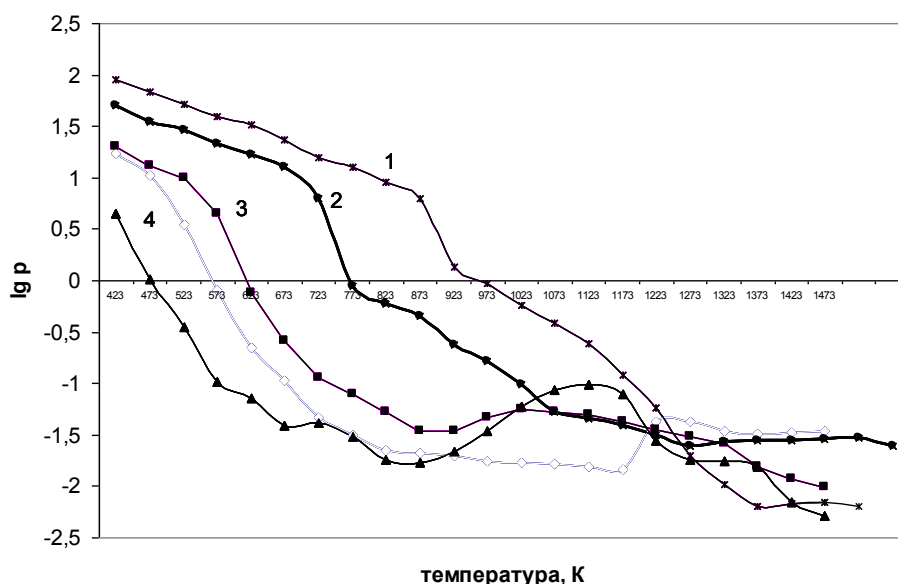


Рисунок 2 – Кривые размягчения марганцевых руд

По результатам рентгенофазового анализа исследуемые руды содержат в своем минеральном составе кварц и при температуре 1208 K в них начинается процесс силикатообразования, образуются легкоплавкие эвтектики (данные термического анализа). Поэтому марганцевая руда, содержащая в своем составе кремнезем, интенсивно размягчается при ее нагревании примерно от 1173 – 1373 K и имеет узкий интервал размягчения. Таким образом, степень размягчаемости руды в данном интервале температур зависит от количества кремнезема в руде.

В результате исследований по размягчению установлено также, что в рудах, с более высоким содержанием марганца, процесс размягчения протекает в зоне более высоких температур. К тому же, температурный интервал размягчения руд также зависит от содержания марганца: с повышением марганца в руде интервал размягчения уменьшается.

Результаты изучения удельного электросопротивления руд приведены на рисунке 3.



1 – Чеболдаг; 2 – Чумай; 3 – Сугул; 4 – Сунгай

Рисунок 3 – Изменение удельного электросопротивления различных участков марганцевых руд от температуры

Из рисунка 3 следует, что температурная зависимость изменения электросопротивления марганцевых руд имеет одинаковый характер. Во всех случаях с увеличением температуры наблюдается уменьшение электросопротивления материалов, что указывает на их полупроводниковые свойства. Результаты исследований еще раз показали, что на значение электросопротивления марганцевых руд влияют их минералогический и химический состав образцов. В интервале температур от 723 до 1273 К существенное влияние на характер кривых имеют фазовые превращения, происходящие в рудах при нагреве.

Дальнейший рост температур приводит к стабильному незначительному уменьшению удельного электросопротивления.

При анализе зависимостей можно проследить закономерность в процессах, происходящих в образцах. Например, на рисунке 2 при $T = 1203$ К происходит резкая усадка образца, что в свою очередь имеет отражение на кривых электросопротивления в качестве скачков и перегибов.

Таким образом, исследуемые руды указанных месторождений Юга Западной Сибири обладают благоприятными металлургическими свойствами с точки зрения температур размягчения и удельных электросопротивлений и могут быть использованы в качестве марганецсодержащих материалов при выплавке марганцевых сплавов.

Библиографический список:

1. Технология марганцевых ферросплавов. Ч.1 Высокоуглеродистый ферромарганец [Текст] / В.И. Жучков и [др.]. – Екатеринбург: Уро РАН. – 2007. – 414 С.
2. Микулинский А.С. Процессы рудной электротермии [Текст] / А.С. Микулинский. – М.: Металлургия, 1996. – 280с
3. Жучков В.И. Исследование температур размягчения марганцевого сырья [Текст] / В.И. Жучков, А.В. Жданов, О.В. Заякин / Расплавы. – 2006. – № 3. – С. 29 – 32.
4. Жданов А.В. Изучение электросопротивления материалов и шихт, применяемых для получения ферромарганца / А.В. Жданов, О.В. Заякин, В.И. Жучков // Электрометаллургия – 2007. – № 6. – С. 24 – 27.
5. Жданов А.В. Исследование металлургических характеристик марганцеворудного сырья различных месторождений: дисс. канд. техн. наук спец. 05.16.02 / А.В. Жданов – Екатеринбург, 2008. – 182 с.
6. ГОСТ 26517 – 85 (СТ СЭВ 4518 – 84). Руды железные, агломераты и окатыши. Метод определения температуры начала размягчения и температурного интервала размягчения [Текст]. – Введ. 01.01.86 до 01.01.91. – М.: Издательство стандартов, 1985. – 6 с
7. Романенко Ю.Е. Металлургическая оценка марганцевых руд Западносибирского региона [Текст] / Инновационные технологии и экономика в машиностроении: Тр. Межд. Науч.-практ. Конференции. – Томск: Изд. Томского политехнического университета, 2010. – С. 225 – 229.

УДК 669.18

ПРИМЕНЕНИЕ МАРГАНЦЕВОГО КОНЦЕНТРАТА В СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Прошунин И.Е., Нохрина О.И.

***ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Использование марганецсодержащего сырья для прямого легирования стали привлекает внимание специалистов разных стран на протяжении, по крайней мере, трех десятков лет.

Исходя из опубликованных материалов наиболее крупное промышленное внедрение прямого легирования стали с использованием марганецсодержащих оксидных материалов (ковшовый вариант) было проведено на комбинате «Азовсталь» с 1979 по 1986 гг. За это время по технологии прямого легирования на комбинате выплавлено более 1,5 млн. т стали. В качестве марганецсодержащего материала использовали концентрат с содержанием 41,5 % Mn. Извлечение марганца составило 70 – 95 %.

Технология прямого легирования стали марганцем опробована также в конвертерных цехах Череповецкого, Новолипецкого, Западно-Сибирского, Днепропетровского, Мариупольского, Карагандинского металлургических комбинатов.

Как показала практика прямого легирования стали марганцем на различных металлургических предприятиях, оценку качества готового металла целесообразно проводить только в случае использования нового оксидного марганецсодержащего материала. Это обусловлено тем, что показатели качества готовой продукции при прямом легировании марганцем на различных предприятиях оказались идентичными.

Соответствующие обширные исследования качества готового проката показали, что новый материал не ухудшает качественные характеристики ни по одному из исследуемых показателей.

Технология прямого легирования тем эффективней, чем выше содержание марганца в применяемом материале.

Использование бедных марганцевых руд позволяет повысить остаточное содержание марганца в металле перед выпуском из конвертера с целью экономии ферросплавов. При этом в большей мере сказывается присутствие значительного количества пустой породы и вредных примесей. Не улучшают показатели использования подобных материалов наличие высокоокисленного шлака и напряженный тепловой баланс плавки.

Учитывая то, что в настоящее время в России нет ни одного действующего предприятия по добыче и обогащению марганцевых руд рассматривали варианты использования перспективных источников сырья.

Из железомарганцевых конкреций получен концентрат с содержанием до 64 % марганца и фосфора – следы [1, 2]. Извлечение марганца в концентрат достигает 90 – 99 %. При этом возможно использование других ценных компонентов (кобальта, никеля и меди) в виде отдельных концентратов.

Необходимость подготовки полученного марганцевого концентрата определила наиболее простой вариант – использование в составе брикетов в присутствии восстановителя [3].

Полнота протекания реакции в брикете зависит от величины поверхности контакта исходных веществ – крупности материалов и концентрации в них основных элементов, температуры, скорости отделения продуктов реакции – образования легкоплавкого при данной температуре и жидкоподвижного шлака. В лабораторных условиях изучено влияния различных факторов на процесс металлотермического восстановления марганца кремнием.

В качестве восстановителя использовали как стандартный силикомарганец, так и нестандартные сплавы с различным содержанием кремния. В процессе исследования прошел испытание марганцевый концентрат химического обогащения, которому, для сравнения, предшествовали опыты с марганцевыми рудами. В качестве флюса использовали известь, доломит, плаvikовый шпат, соду.

Использование в качестве восстановителя сплава, содержащего поми-

мо кремния алюминий, позволяет улучшить показатели процесса восстановления марганца. При совместном восстановлении алюминием и кремнием в заданном соотношении образуются легкоплавкие шлаки, что повышает скорость реакции в брикетах, способствует более полному восстановлению ведущего элемента и уменьшает расход флюсов. Высокой скорости процесса и хорошему разделению металла и шлака способствует наличие в шлаке Al_2O_3 на уровне 15 – 20 %.

Соотношение между расходом обожженного концентрата и расходом восстановителя в брикетах должно составлять (0,7 – 0,8)/1,0. При таком соотношении между компонентами брикета извлечение марганца в металл, образующийся в брикете составляет 90 – 95 %, а из концентрата, входящего в брикет, 85 – 90 %. Содержание марганца в шлаке, образующемся в брикете, при остаточном содержании кремния в каплях металла 15 – 20 % снижается до 7 – 10 % и ниже, а кратность шлака после завершения процессов в брикете составляет лишь 0,7 – 0,75 вместо 2 – 2,5 при обычной плавке малоуглеродистого ферромарганца.

Взаимодействие между компонентами брикета происходит на границах соприкасающихся частиц. Поэтому повышенный расход марганцевого концентрата приводит к тому, что часть его находится в брикете вне соприкосновения с частицами восстановителя, оксиды марганца, содержащиеся в нем полностью переходят в шлак.

Опытным путем установлено, что кремний является хорошим восстановителем для оксидов марганца лишь при его содержании в металле не ниже 5 – 6 %.

Представляет интерес применение в составе брикетов продукта совместного обжига марганцевого концентрата с известью или доломитом. Результаты рентгенофазового анализа продуктов обжига марганцевого концентрата химического обогащения с различным содержанием извести показали, что при содержании 20 % оксида кальция и температурах 680 – 1000 °С образуется марокит ($CaMn_2O_4$). В процессе обжига концентрата и доломита также образуется соединение типа марокит. Марганец, представленный в виде такого соединения, извлекается полнее за счет ускорения шлакообразования и отвода продуктов реакции из зоны взаимодействия оксидов марганца с восстановителем [4].

Для опытов по легированию стали брикеты задавали в ковш перед сливом в него металла из индукционной или дуговой электропечи. Результаты легирования стали брикетами, содержащими марганцевый концентрат химического обогащения, приведены в таблице 1.

Наилучшие показатели были получены при работе с брикетами, содержащими доломит. При его содержании в брикете равном 16,4 % и оптимальном соотношении концентрат/сплав АМС концентрация марганца в стали в процессе легирования возросла с 0,36 % до 1,71 %. Извлечение марганца в сталь здесь составило: из брикета – 96,6 %, а из концентрата – 92,3 %.

Таблица 1 – Результаты легирования стали экзотермическими брикетами

Показатели	Результаты					
	1	2	3	4	5	6
Состав сплава, %:						
Mn	37,20	37,20	50,93	50,93	50,93	50,93
Si	32,23	32,23	32,47	32,47	32,47	32,47
Al	0,63	0,63	6,15	6,15	6,15	6,15
Состав брикетов*, %						
марганц. концентрат** –	34,80	34,80	36,20	36,20	38,90	34,40
сплав	49,80	49,80	54,30	54,30	55,60	49,20
доломит***	15,40	15,40	–	–	5,50	16,40
плавиковый шпат	–	–	5,40	5,40	–	–
сода	–	–	4,10	4,10	–	–
Вес слитка, кг	29,40	29,40	8,65	8,34	8,65	9,77
Расход брикетов, г	302,00	302,00	278,00	278,00	270,00	305,00
Содерж. Mn в стали, %						
до легирования	0,14	0,14	0,20	0,34	0,25	0,36
после легирования	0,43	0,43	1,66	1,88	1,57	1,71
Извл. Mn в сталь, %						
из брикетов	73,40	73,50	93,10	94,60	84,60	96,60
из концентрата	48,70	48,90	84,30	87,70	78,40	92,30
* – состав брикета приводится без учета связующего.						
** – 57,37 % Mn; 57,66 % MnO ₂ ; в опытах 3,4 – 62,70 % Mn; 42,23 % MnO ₂ ;						
*** – 45,21 % CaO; 28,90 % MgO; 2,97 % SiO ₂ .						

Если марганцевый концентрат вводить в металл в виде брикетов, состоящих из марганцевого концентрата и восстановителя, содержащего кремний и алюминий в виде выплавленного из бедной марганцевой руды сплава АМС, то брикеты становятся экзотермическими, растворяются быстро, температуру металла не снижают, металл хорошо усредняется. Это позволяет вводить такие брикеты в ковш.

Разработанная технология подготовки брикетов позволяет иметь степень восстановления марганца из оксидных материалов более 90 % и вести плавку стали практически без отходов марганца.

Библиографический список

1. Ас № 1443432 СССР Способ переработки марганцевого сырья / Толстогузов Н.В., Прошунин И.Е., Селиванов И.А.
2. Толстогузов Н.В., Нохрина О.И., Гуменный В.Ф., Прошунин И.Е.. Разработка малоотходной технологии переработки железомарганцевых конкреций и бедных марганцевых руд / Сталь, N7, 1995. – С.37 – 40.
3. Ас № 1423604 СССР Экзотермический брикет / Толстогузов Н.В., Селиванов И.А., Прошунин И.Е., Соловьев М.А.
4. Патент RU № 2090625 Брикет для прямого легирования стали / Толстогузов Н.В., Прошунин И.Е.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ И ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА НА ВОССТАНОВЛЕНИЕ КВАРЦИТОВ РАЗЛИЧНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ЛАЗАРЕВСКИЙ П.П., РОЖИХИНА И.Д.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Электроферросплавное производство является одной из крупнейших отраслей промышленности, будущее которой связано с дальнейшим наращиванием электроэнергетической базы.

Для значительного повышения качества металла, его прочностных характеристик и эксплуатационных свойств, чистоты металла по содержанию вредных примесей и неметаллических включений важная роль отводится производству кремнистых ферросплавов. Без этих сплавов невозможно получение не только легированных, но и рядовых углеродистых сталей; они широко используются для производства сталей, характеризующихся специальными свойствами: трансформаторных, рессорно-пружинных, коррозионно-стойких, износостойких и других сталей.

Процесс получения кремния и его сплавов осуществляется в электрических дуговых печах с применением относительно чистого сырья. Рудным компонентом типичной шихты являются кварциты с высоким содержанием кремнезема. Поэтому, в настоящее время, по-прежнему остро стоит проблема интенсификации и оптимизации производства кремния. Одним из путей интенсификации электротермического производства кремния является использование новых видов шихтовых материалов и композиций из них, обладающих улучшенными технологическими характеристиками. В связи с этим изучение физико-химических свойств кварцитов различных месторождений позволит расширить рудно-минеральную базу России [1].

Установлено, что содержание примесей в рудном сырье определяет не только качество товарного продукта, но и представляет собой фактор реакционной способности сырья. Если кварциты содержат большое количество шлакообразующих примесей, образуются трудновосстановимые вязкие шлаки, снижающие скорость восстановления кремния. Наиболее важным требованием к рудному сырью для выплавки кремния является низкое содержание шлакообразующих примесей и, в первую очередь, CaO , Al_2O_3 , MgO и др [3].

В лаборатории кафедры металлургии черных металлов, стандартизации и сертификации СибГИУ были проведены исследования по определению кинетики восстановления кремния из кварцитов различных месторождений в зависимости от крупности. Химический состав кварцитов приведен в таблице 1. Исследования проводились при различных температурах [1].

Таблица 1 – Химический состав исходных кварцитов

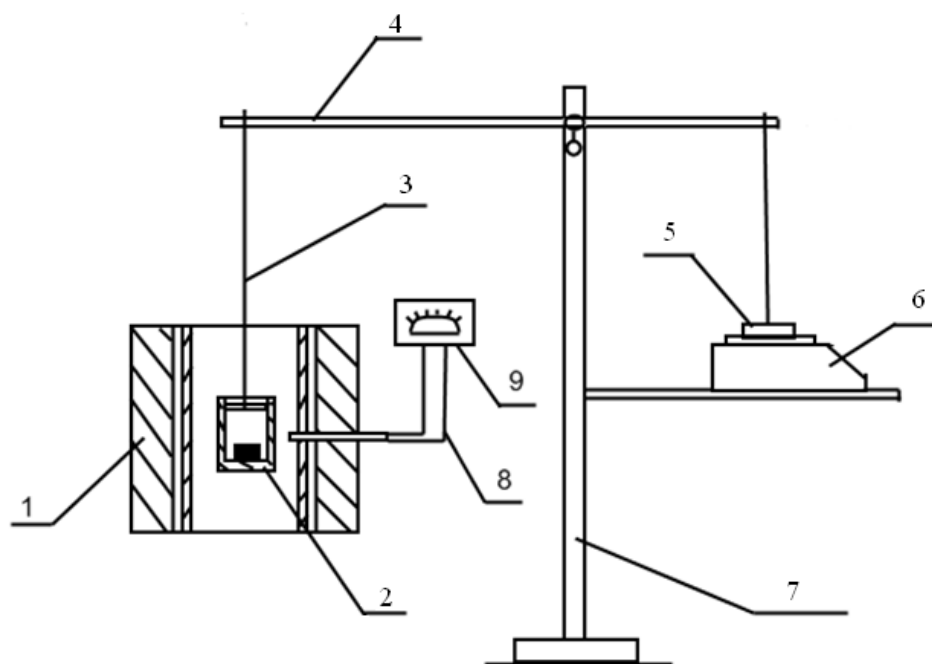
Наименование месторождения	Компонентный состав													
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	MnO	P ₂ O ₅	Ba+Cs	Sr	Nb	Сумма
А (Забайкалье)	98,91	0,31	0,2	0,12	<0,05	0,01	0,21	0,04	<0,01	<0,01	<0,02	0,002	<0,003	99,9
Б (Урал)	98,61	0,49	0,29	0,13	<0,05	0,01	0,2	0,03	<0,01	<0,01	<0,02	0,004	<0,003	99,98
В (Иркутская обл.)	98,73	0,56	0,13	<0,01	<0,05	0,02	0,2	0,21	<0,01	<0,01	<0,02	0,002	<0,003	99,96
Г (Кемеровская обл.)	98,54	0,31	0,2	0,12	<0,05	0,01	0,21	0,04	<0,01	<0,01	<0,02	0,002	<0,003	99,9

В качестве восстановителя использовался кокс производства ОАО «НКМК». Химический состав восстановителя представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав восстановителя

Восстановитель	W_r^t	A^d	V^{daf}	C_{TB}	Состав золы				
					SiO ₂	CaO+MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅
Кокс НКМК	5	11,2	1,8	82	50	4	23	22,7	0,30

Для изучения кинетики восстановления кремния из кварцитов применялся метод непрерывного взвешивания компонентов. Схема экспериментальной установки приведена на рисунке 1.



- 1 – печь Таммана; 2 – графитовый тигель; 3 – подвеска; 4 – коромысло;
 5 – противовес; 6 – электронные весы непрерывного взвешивания;
 7 – опорная стойка; 8 – термопара; 9 – потенциометр

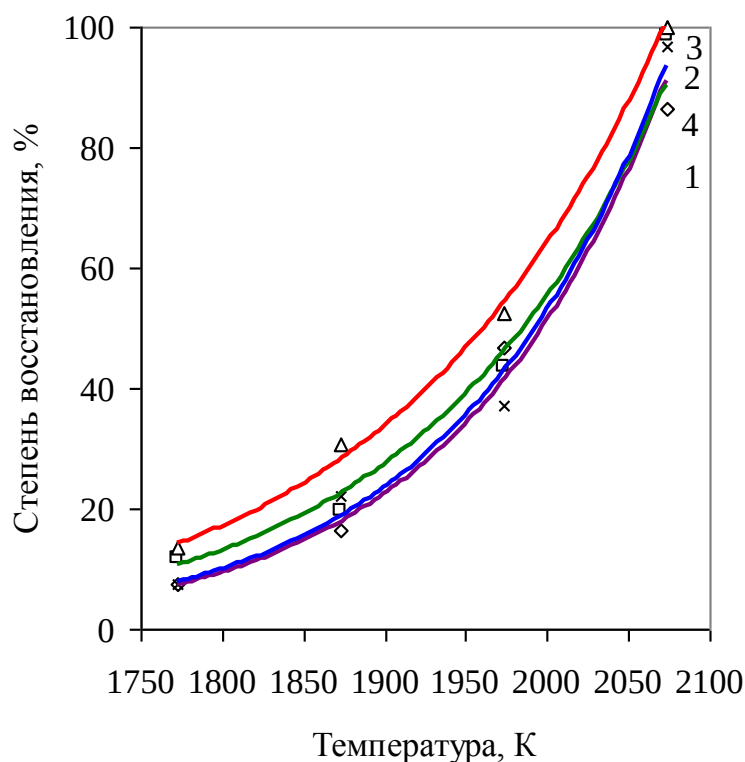
Рисунок 1 – Установка для изучения кинетики восстановления руд.

Графитовый тигель с навеской помещался в заранее разогретую до необходимой температуры электропечь сопротивления с графитовым нагревателем. Эксперименты проводились при температуре 1773, 1873, 1973 и 2073 К, фракция кварцитов +10 – минус 20 мм, + 20 – минус 30 мм, + 30 – минус 40 мм, кокса 5 мм. С помощью подвески тигель подвешивался за рабочий конец разноплечевого коромысла таким образом, чтобы он не касался стенок нагревателя. На противоположный конец коромысла подвешивался контргруз так, чтобы уравновесить вес тигля с навеской кокса и кварцита, и,

в тоже время, электронные весы, на которые опирается груз, должны находиться в нулевом положении и обеспечивать определенный ход весов для регистрации изменения массы навески с тиглем в процессе опыта. В процессе опыта массу тигля с его содержимым точно регистрировали в течении 20 минут через каждую минуту для построения кривых восстановления. Потеря массы образцов при осуществлении процесса была связана с образованием газовой фазы, состоящей из монооксида углерода (CO) и монооксида кремния (SiO). Степень восстановления кремния α рассчитывали как отношение количества кислорода m_O , удаленного из образца, к общему количеству кислорода $\Sigma(m_O)$ в восстанавливаемом кварците [2]

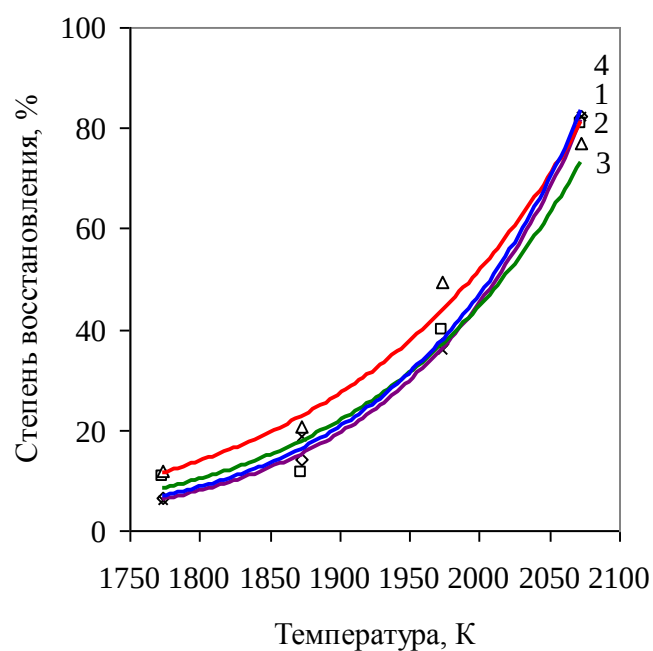
$$\alpha = \frac{m_O}{\Sigma(m_O)} \cdot 100\%, \quad (1)$$

Графические зависимости изменения степени восстановления кремния из кварцитов различных месторождений от фракции и температуры представлены на рисунках 2 – 4.



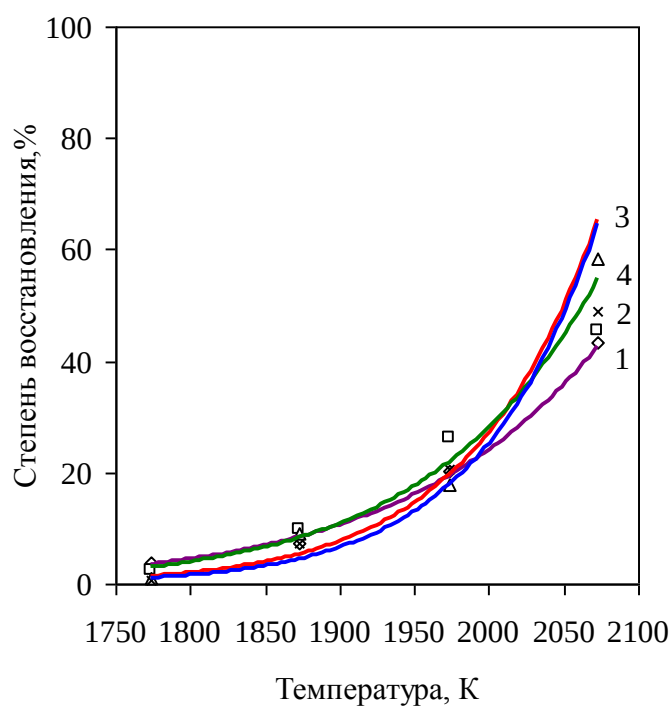
1 – месторождение А; 2 – месторождение Б; 3 – месторождение В;
4 – месторождение Г

Рисунок 2 – Зависимость степени восстановления кремния из кварцитов фракции +10 – минус 20 мм от температуры



1 – месторождение А; 2 – месторождение Б; 3 – месторождение В;
4 – месторождение Г

Рисунок 3 – Зависимость степени восстановления кремния из кварцитов фракции +20 – минус 30 мм от температуры



1 – месторождение А; 2 – месторождение Б; 3 – месторождение В;
4 – месторождение Г

Рисунок 4 – Зависимость степени восстановления кремния из кварцитов фракции +30 – минус 40 мм от температуры

Из приведенных зависимостей следует, что размеры частиц кварцитов определяют скорость процесса восстановления кремния. Чем мельче кварцит, тем быстрее идет восстановление кремния. Поскольку предполагается, что имеет место твердофазное восстановление, то наличие более мелких частиц руды будет облегчать условия диффузии компонентов системы. Кроме того установлено, что кремний кварцитов месторождения В восстанавливается не хуже кремнезема кварцитов месторождений А, Б, Г не смотря на различие в химическом составе. С повышением температуры до 1873, 1973 К образцы всех кварцитов после изотермической выдержки одинаково оплавливались, следует отметить, что образцы кварцита месторождения А оплавливались уже при температуре 1773 К, что, вероятно, объясняется большим количеством примесей в кварците. На кусочках кокса при температуре 1873, 1973 и 2073К явно виден зеленый налет. Рентгенофазовый анализ показал наличие карбида кремния, что соответствует реакции карбидообразования [4]



$$\Delta G = 587270 - 326,92T.$$

Температура начала карбидообразования равна 1796 К.

Изучение кинетики взаимодействия кварцитов различных месторождений с восстановителем показало, что для всех кварцитов основным фактором, определяющим полноту восстановления кремния, является как температура, так и фракционный состав кварцитов. Эти показатели позволяют интенсифицировать процесс восстановления кремния.

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. Водопьянов А.Г. Кинетика взаимодействия двуокиси кремния с углеродом / А.Г. Водопьянов, С.В. Баранов, Г.Н. Кожеников // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия, 1981. – №3. – С. 6 – 9.
3. Кинетика взаимодействия антоновских кварцитов с графитом: темат. отраслевой сб. №4 Производство ферросплавов / М.С. Хрущев, В.В. Васильев, Г.А. Кошкин. – М.: Металлургия, 1975. – 210 с.
4. Толстогузов Н.В. Теоретические основы и технология плавки кремнистых и марганцевых сплавов / Н.В. Толстогузов. – М.: Металлургия, 1992. – 239 с.

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НИКЕЛЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

Нохрина О.И., Прошунин И.Е., Кичигина О.Ю.

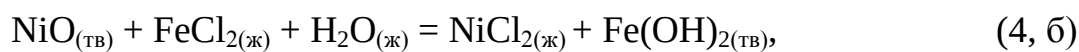
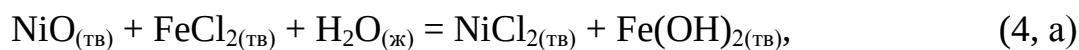
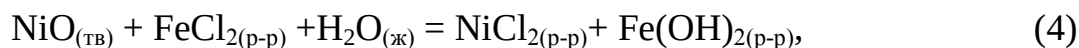
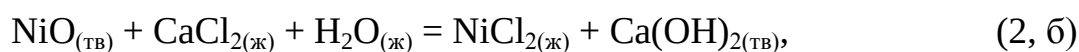
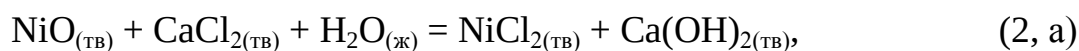
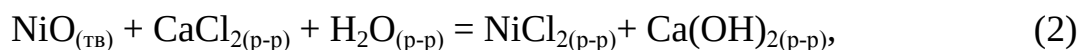
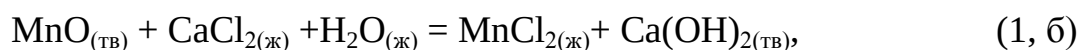
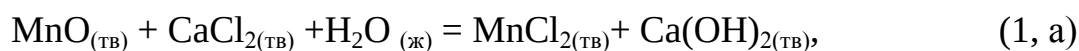
*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

С целью выбора оптимального растворителя для выщелачивания оксидов марганца и никеля из марганцевых руд, химический состав которых приведен в таблице 1, была проведена термодинамическая оценка гидрометаллургических процессов [1 – 8]. Термодинамические расчеты для процессов выщелачивания осуществляли в интервале температур 298,15 – 600 К.

Таблица 1 – Химический состав марганцевых руд

Наименование	Химический состав, % масс.											
	Mn	Fe _(общ)	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	S	CaO	MgO	BaO	Ni	Co	Cu
месторождение 1	20,4	2,0	50,6	6,96	0,039	< 0,1	0,75	0,77	0,1	0,5	3,0	0,7
месторождение 2	48,8	3,0	17,5	5,90	0,225	< 0,1	-	0,68	0,07	0,5	3,0	0,2

При выщелачивании оксидов марганца и никеля, возможно протекание следующих реакций:



Результаты расчетов показали, что

– реакция выщелачивания оксида марганца (II) хлоридом кальция (II) является термодинамически обратимой при 500-600 К ($K \approx 1$). С уменьшени-

ем температуры до комнатной эффективность растворения будет снижена в десятки или даже в сотни раз;

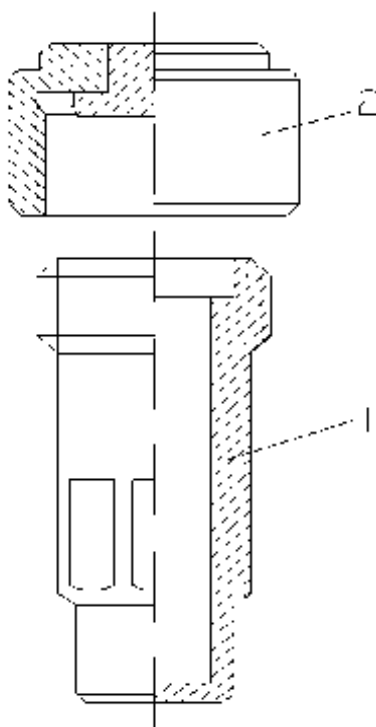
– растворение оксида никеля (II) и в водной среде с хлоридом кальция (II) – самый термодинамически маловероятный процесс из рассмотренных нами. С увеличением температуры константа равновесия реакции (2) увеличивается, однако, она остаётся на 2-3 порядка меньше, чем для реакции (4);

– равновесие реакций растворения оксида марганца (II) хлоридом железа (II) сдвинуто вправо (в сторону продуктов реакции). С увеличением температуры константа равновесия реакции уменьшается, однако, в изученном интервале температуры остаётся $\gg 1$;

– реакция выщелачивания оксида никеля (II) хлоридом железа (II) становится термодинамически обратимой (константа равновесия приближается к 1) при 500 – 600 К. При понижении температуры константа равновесия реакции резко уменьшается.

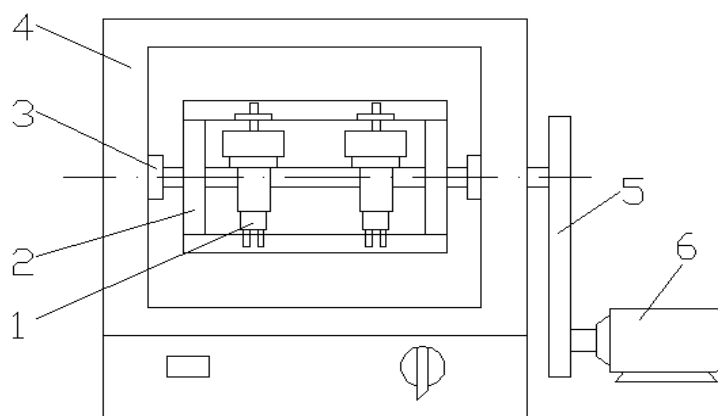
Следовательно, использование, при комплексном обогащении марганцевой руды, хлорида кальция (II) в качестве растворителя не целесообразно для данных оксидов.

Для проверки термодинамических расчетов были проведены лабораторные исследования, которые проводили по следующей методике: в автоклав, представленный на рисунке 1, загружали навеску марганцевой руды крупностью – 0,125 и заливали раствором хлористого кальция концентрацией 700 г/л. Автоклав плотно закрывали и помещали в сушильный шкаф, оборудованный рамкой для вращения, представленный на рисунке 2.



1 – корпус автоклава; 2 – крышка автоклава

Рисунок 1 – Автоклав



1 – автоклав; 2 – рамка держатель; 3 – обойма с подшипником качения;
4 – шкаф сушильный СНОЛ 35х35х35; 5 – ременная передача;
6 – электродвигатель

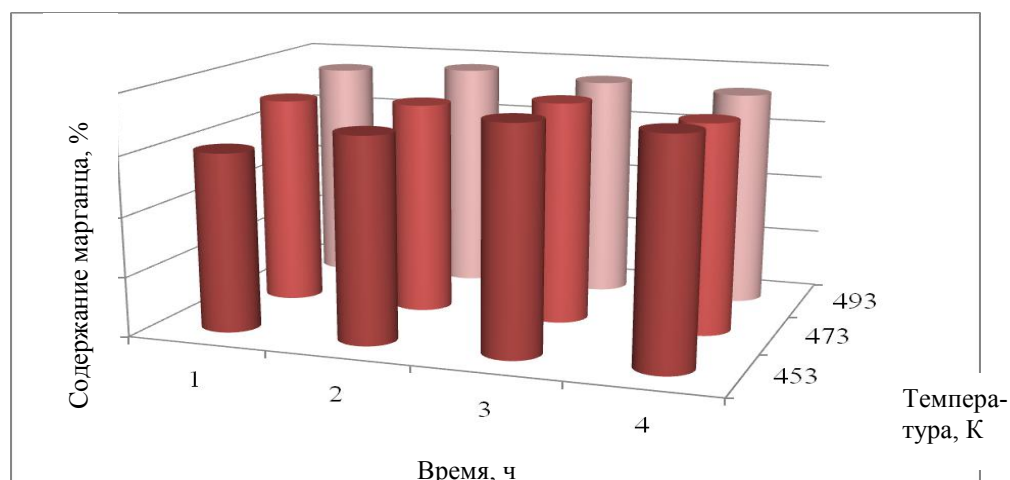
Рисунок 2 – Сушильный шкаф с рамкой и автоклавами

В автоклавах протекали реакции в соответствии с уравнениями (1) и (2). Вращение происходило в течение всего времени выщелачивания. При каждой температуре выщелачивание проводили в течение 1, 2, 3 и 4 часов. После выдержки автоклавы извлекали из шкафа и охлаждали водой до температуры ниже 323 К. Пульпа из автоклава извлекали и фильтровали, затем разбавляли дистиллированной водой.

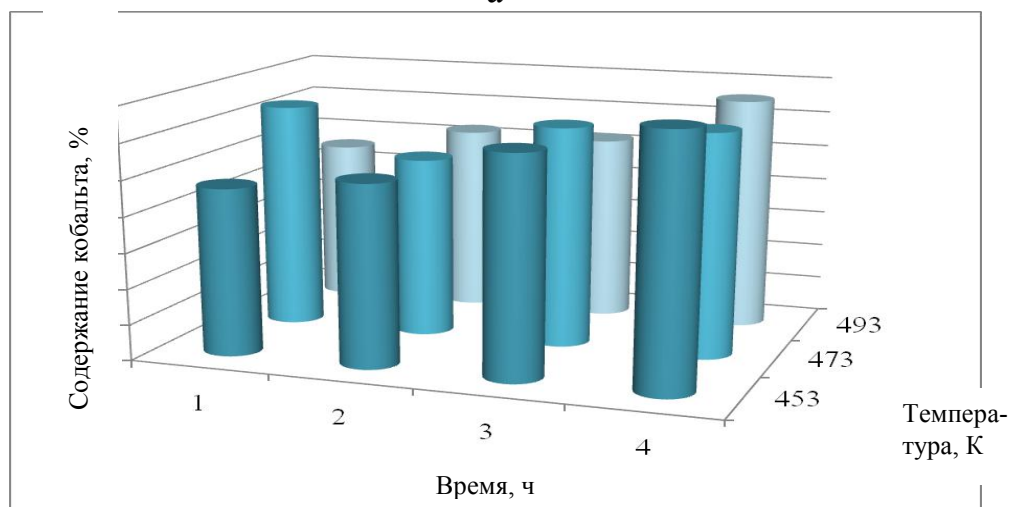
Результаты лабораторных исследований представлены в таблице 3 и на рисунке 3.

Таблица 2 – Результаты опытов выщелачивания хлоридом кальция при различных температурах и временной выдержке

Номер опыта	Температура, К	Время, ч	Извлечение в раствор, %		
			Mn	Co	Ni
1	453	1	60,1	75,7	47,0
2		2	68,7	77,5	51,0
3		3	75,4	81,7	61,5
4		4	74,9	81,0	69,7
5	473	1	70,2	82,6	63,5
6		2	71,2	80,4	50,6
7		3	74,4	81,7	61,9
8		4	70,6	82,2	62,8
9	493	1	74,8	86,3	45,9
10		2	76,9	79,5	52,6
11		3	74,8	76,9	52,2
12		4	72,8	76,6	65,7



а



б

Рисунок 3 – Извлечение марганца (а) и никеля (б) в раствор в зависимости от температуры и времени выдержки

Анализируя рисунок 3 и таблицу 3 можно сказать, что реакция протекает, но извлечение компонентов в раствор невысокое. Так, например, на рисунке 3, а видно, что максимальное извлечение марганца – 76,9 % достигается при температуре 473 К и выдержке в течение 2 часов. Выщелачивание при более низких температурах требует более длительной выдержки, но не достигает максимального значения извлечения компонента. Рисунок 3, б демонстрирует что, максимальные извлечения в раствор никеля составляет 69,7 % и достигается при температуре 453 К в течение 4 часа выщелачивания.

Такие невысокие показатели, по извлечению марганца и никеля, подтвердили выводы по результатам термодинамических расчетов представленные ранее. Осаждение компонентов при таком невысоком извлечении не целесообразно. Следовательно, использование хлорида кальция не дает желаемых результатов, т.к. извлечение металлов в раствор не превышает 86,3 %.

В связи с этим на следующем этапе исследований в качестве раствори-

теля был выбран хлорид железа (II). В автоклаве осуществляли реакции в соответствии с уравнениями (3) и (4) по ранее описанной методике. Согласно стехиометрическим расчетам для успешного протекания реакций (3) и (4) необходим 18 %-ый раствор FeCl_2 .

Опытным путем были установлены оптимальные условия для выщелачивания марганцевой руды: 3 часа при температуре 493 К. Извлечение марганца и никеля в раствор составило 93 и 97 % соответственно.

Использование хлорида железа (II) в качестве растворителя позволило повысить извлечение марганца и кобальта в раствор в 1,2 раза, никеля в 1,4 раза, по сравнению ранее описанным вариантом.

В заключение следует отметить, что в результате лабораторных исследований было установлено, что:

- наиболее оптимальным раствором для выщелачивания оксидных марганцевых руд в автоклаве является FeCl_2 ;
- полученные после осаждения из раствора концентраты подлежат непосредственному использованию в металлургической промышленности.

Библиографический список

1. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: Справ. Т.1. Кн.2 / Под ред. В.П. Глушко, Л.В. Гурвича и др. М.: Наука, 1978. – С. 310.
2. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: Справ. Т.3. Кн.2 / Под ред. В.П. Глушко, Л.В. Гурвича и др. М.: Наука, 1981. – 395 с.
3. Рузинов Л.П., Гуляницкий Б.С. Равновесные превращения металлургических реакций. М.: Металлургия, 1975. – 416 с.
4. Термические константы веществ: Справ. Вып.6. / Под ред. В.П. Глушко, В.А. Медведева и др. М.: Наука, 1973. – 350 с.
5. Термические константы веществ: Справ. Вып.7. / Под ред. В.П. Глушко, В.А. Медведева и др. М.: Наука, 1974. – 341 с.
6. Свойства неорганических соединений. Справочник / Ефимов А.И. и др. – Л.: Химия, 1983. – 392 с.
7. Киргинцев А.Н., Трушникова Л.Н., Лаврентьева В.Г. Растворимость неорганических веществ в воде / Справочник. Л.: Химия. – 1972.
8. Термические константы веществ: Справ. Вып.6. / Под ред. В.П. Глушко, В.А. Медведева и др. М.: Наука, 1973. – 350 с.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРОЦЕССА КОМПЛЕКСНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МАРАГАНЦЕВЫХ РУД

Нохрина О.И., Прошунин И.Е., Горюшкина Ю.В., Кичигина О.Ю.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Никель используется в различных отраслях промышленности на рисунке 1 представлены основные области его применения [1].

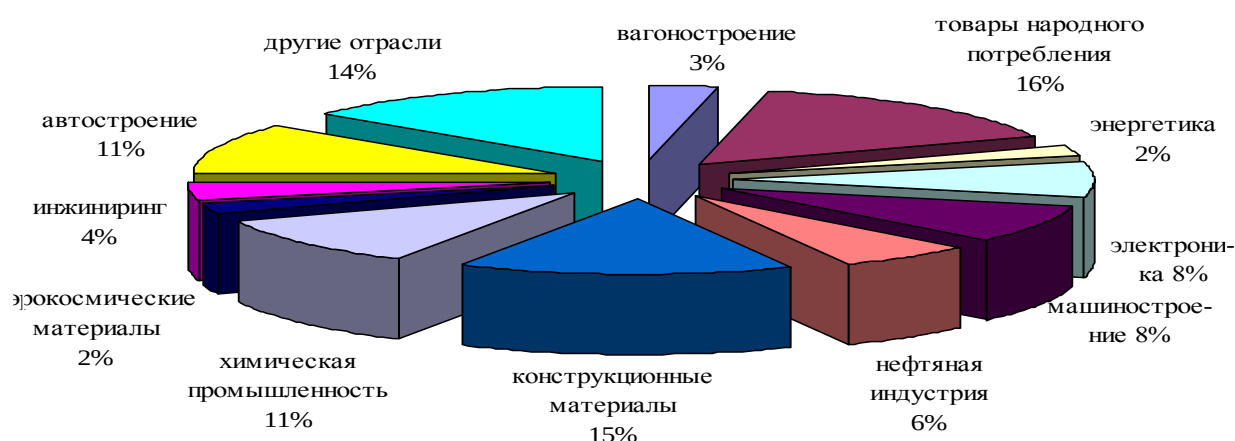


Рисунок 1 – Первичные потребители никеля

По данным автора [2] руды, богатые содержанием никеля могут быть полностью исчерпаны к 2010 году. Поэтому разработка комплексных технологий, позволяющих извлекать из природных материалов ценные компоненты, в том числе никель, является актуальной.

На границе Кемеровской области и Алтайского края разведаны новые месторождения марганцевых руд, химический состав которых приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав марганцевых руд

Наименование	Химический состав, % масс.											
	Mn	Fe _(общ)	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	S	CaO	MgO	BaO	Ni	Co	Cu
месторождение 1	20,4	2,0	50,6	6,96	0,039	< 0,1	0,75	0,77	0,1	0,5	3,0	0,7
месторождение 2	48,8	3,0	17,5	5,90	0,225	< 0,1	-	0,68	0,07	0,5	3,0	0,2

Из приведенных данных следует, что руды месторождения 1 бедные, т.к. содержание марганца не превышает 20 %, руды месторождения 2 имеют

достаточно высокое содержание фосфора. Поэтому руды этих месторождений не могут быть использованы для выплавки стандартных марганцевых сплавов, их необходимо обогащать.

Кроме того, в этих рудах достаточно высокое содержание цветных металлов, которые также как и марганец, могут быть извлечены при комплексном обогащении марганцевых руд.

Одним из перспективных методов обогащения марганцевых руд является кальце-хлоридный метод [3], однако он эффективен только для обогащения карбонатных марганцевых руд. Для оксидных руд эффективно выщелачивание растворами CaCl_2 с добавками 2 – 10 % FeCl_2 и твердого углерода.

Для определения возможности использования растворов хлоридов для комплексного выщелачивания марганца и никеля из природного сырья был проведен термодинамический анализ процессов в интервале температур 298,15 – 600 К.

Реакция выщелачивания оксида марганца (II) раствором хлорида кальция (II):



Стандартные состояния реакции (1) и выражения для констант равновесия:



$$K = \frac{a'(\text{MnCl}_2) \cdot a'(\text{Ca}(\text{OH})_2)}{a'(\text{CaCl}_2) \cdot a(\text{H}_2\text{O})},$$

где $a'(\text{MnCl}_2)$, $a'(\text{CaCl}_2)$, $a'(\text{Ca}(\text{OH})_2)$ – активности хлоридов кальция и марганца, гидроксида кальция в растворе по отношению к стандартному состоянию компонента в насыщенном растворе (или чистого твёрдого компонента при температуре раствора);

$a(\text{H}_2\text{O})$ – активность воды в растворе по отношению к стандартному состоянию чистой жидкой воды при температуре раствора;



$$K = \frac{a(\text{MnCl}_2) \cdot a'(\text{Ca}(\text{OH})_2)}{a(\text{CaCl}_2) \cdot a(\text{H}_2\text{O})},$$

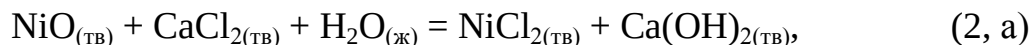
где $a(\text{MnCl}_2)$, $a(\text{CaCl}_2)$, – активности хлоридов кальция и марганца в растворе по отношению к стандартному состоянию чистого жидкого компонента при температуре и фазовом состоянии (жидком) раствора.

Реакция выщелачивания оксида никеля (II) раствором хлорида кальция (II):

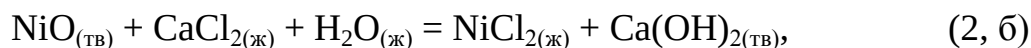


Стандартные состояния реакции (2) и выражения для константы рав-

НОВЕСИЯ:



$$K = \frac{a'(\text{NiCl}_2) \cdot a'(\text{Ca}(\text{OH})_2)}{a'(\text{CaCl}_2) \cdot a(\text{H}_2\text{O})},$$



$$K = \frac{a(\text{NiCl}_2) \cdot a'(\text{Ca}(\text{OH})_2)}{a(\text{CaCl}_2) \cdot a(\text{H}_2\text{O})}.$$

Здесь и далее, как и для реакций (1, а) и (1, б), активности без штрихов относятся к стандартному состоянию чистого компонента при температуре и фазовом (жидком) состоянии раствора, а со штрихами – к стандартному состоянию компонента в насыщенном при данной температуре растворе (чистого твердого компонента).

Реакция растворения оксида марганца (II) раствором хлорида железа (II):



Стандартные состояния реакции (4) и выражения для константы равновесия:



$$K = \frac{a'(\text{MnCl}_2) \cdot a'(\text{Fe}(\text{OH})_2)}{a'(\text{FeCl}_2) \cdot a(\text{H}_2\text{O})},$$

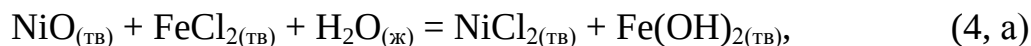


$$K = \frac{a(\text{MnCl}_2) \cdot a'(\text{Fe}(\text{OH})_2)}{a(\text{FeCl}_2) \cdot a(\text{H}_2\text{O})}.$$

Реакция растворения оксида никеля (II) раствором хлорида железа (II):



Стандартные состояния реакции (5) и выражения для констант равновесия:



$$K = \frac{a'(\text{NiCl}_2) \cdot a'(\text{Fe}(\text{OH})_2)}{a'(\text{FeCl}_2) \cdot a(\text{H}_2\text{O})},$$



$$K = \frac{a(\text{NiCl}_2) \cdot a'(\text{Fe}(\text{OH})_2)}{a(\text{FeCl}_2) \cdot a(\text{H}_2\text{O})}.$$

Термодинамические характеристики $\text{MnO}_{(\text{ТВ})}$ в зависимости от температуры взяли из справочника [4], $\text{H}_2\text{O}_{(\text{Ж})}$ – из [5], $\text{CaCl}_{2(\text{ТВ})}$, $\text{CaCl}_{2(\text{Ж})}$,

$\text{Ca}(\text{OH})_{2(\text{ТВ})}$, – из [6]. Для всех остальных веществ термодинамические характеристики в зависимости от температуры рассчитывали по известным соотношениям, с использованием стандартных энтальпий образования, стандартных энтропий, энтальпий и энтропий плавления, стандартных теплоёмкостей для твёрдого и жидкого состояния, взятых из справочников [6 – 9]. Полученные при этом данные приведены в таблицу 2.

Таблица 2 – Термодинамические характеристики веществ зависимости от температуры

Вещество	T, K	$H^\circ(T) - H^\circ(298,15\text{K})$ кДж/моль	$S^\circ(T)$, Дж/моль K	$\Delta_f H^\circ$ (298,15K) кДж/моль
$\text{MnCl}_{2(\text{ТВ})}$	298,15	0	118,24	-481,16
	300	0,135	118,691	
	400	7,667	140,333	
	500	15,523	157,85	
	600	23,606	172,582	
$\text{MnCl}_{2(\text{Ж})}$	298,15	0	159,03	-443,51
	300	0,175	159,615	
	400	9,63	186,815	
	500	19,085	207,91	
	600	28,54	225,15	
$\text{FeCl}_{2(\text{ТВ})}$	298,15	0	117,99	-341,75
	300	0,141	118,463	
	400	7,962	140,94	
	500	16,033	158,941	
	600	24,272	173,96	
$\text{FeCl}_{2(\text{Ж})}$	298,15	0	163,26	-298,74
	300	0,189	163,892	
	400	10,406	193,284	
	500	20,623	216,083	
	600	30,84	234,71	
$\text{Fe}(\text{OH})_{2(\text{ТВ})}$	298,15	0	87,86	-561,681
	300	0,18	88,46	
	400	9,886	116,38	
	500	19,593	138,05	
	600	29,3	155,74	
$\text{NiO}_{(\text{ТВ})}$	298,15	0	37,99	-239,74
	300	0,084	38,265	
	400	4,853	51,937	
	500	10,655	64,833	
	600	17,757	77,744	

Продолжение таблицы 2

Вещество	T, К	H°(T)-H°(298,15K) кДж/моль	S° (T), Дж/моль К	Δ _f H° (298,15K) кДж/моль
NiCl _{2(тв)}	298,15	0	98,073	-304,177
	300	0,132	98,516	
	400	7,502	119,692	
	500	15,17	136,793	
	600	23,053	151,161	
NiCl _{2(ж)}	298,15	0	158,323	-226,899
	300	0,186	158,944	
	400	10,227	187,832	
	500	20,269	210,239	
	600	30,31	228,547	

Термодинамические характеристики реакций (1) – (4) в выбранных стандартных состояниях приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Термодинамические характеристики реакции в зависимости от температуры

Реакция	T, К	Δ _r H°(T), кДж	Δ _r S°(T), Дж/ К	Δ _r G°(T), кДж	lnk	k
MnO _(тв) +CaCl _{2(тв)} +H ₂ O _(ж) = = MnCl _{2(тв)} + Ca(OH) _{2(тв)}	298,15	-0,34	-36,54	10,554	-4,258	0,014153
	300	-0,388	-36,734	10,632	-4,263	0,014083
	400	-3,248	-28,102	7,993	-2,403	0,090409
	500	-5,927	-20,886	4,516	-1,086	0,337442
	600	-9,855	-14,809	-0,970	0,194	1,214547
MnO _(тв) +CaCl _{2(ж)} +H ₂ O _(ж) = = MnCl _{2(ж)} +Ca(OH) _{2(тв)}	298,15	9,26	-22,515	15,973	-6,444	0,00159
	300	9,197	-22,758	16,024	-6,425	0,001621
	400	5,431	-17,359	12,375	-3,721	0,024209
	500	1,732	-11,781	7,623	-1,834	0,159828
	600	-3,273	-7,667	1,327	-0,266	0,766395
NiO _(тв) + CaCl _{2(тв)} + H ₂ O _(ж) = = NiCl _{2(тв)} + Ca(OH) _{2(тв)}	298,15	31,293	-34,867	41,689	-16,818	4,97E-08
	300	31,238	-35,074	41,760	-16,743	5,35E-08
	400	28,047	-27,29	38,963	-11,716	8,16E-06
	500	24,228	-22,616	35,536	-8,548	0,000194
	600	17,938	-20,754	30,390	-6,092	0,00226
NiO _(тв) + CaCl _{2(ж)} + H ₂ O _(ж) = = NiCl _{2(ж)} + Ca(OH) _{2(тв)}	298,15	80,521	-1,382	80,933	-32,650	6,61E-15
	300	80,465	-1,594	80,943	-32,453	8,05E-15
	400	77,116	5,111	75,072	-22,574	1,57E-10
	500	73,052	9,875	68,115	-16,385	7,65E-08
	600	66,471	11,206	59,747	-11,977	6,29E-06
MnO _(тв) + FeCl _{2(тв)} + H ₂ O _(ж) = = = MnCl _{2(тв)} + Fe(OH) _{2(тв)}	298,15	-30,171	-41,67	-17,747	7,159	1286,259
	300	-30,207	-41,828	-17,659	7,080	1187,808
	400	-32,98	-32,888	-19,825	5,961	388,1028
	500	-36,288	-27,039	-22,769	5,477	239,1634
	600	-41,347	-23,021	-27,534	5,520	249,5566

Продолжение таблицы 3

Реакция	T, K	$\Delta_r H^0(T)$, кДж	$\Delta_r S^0(T)$, Дж/ K	$\Delta_r G^0(T)$, кДж	lnk	k
$\text{MnO}_{(тв)} + \text{FeCl}_{2(ж)} + \text{H}_2\text{O}_{(ж)} =$ $\text{MnCl}_{2(ж)} + \text{Fe(OH)}_{2(тв)}$	298,15	-35,531	-46,15	-21,771	8,783	6522,177
	300	-35,575	-46,333	-21,675	8,690	5944,379
	400	-38,821	-38,75	-23,321	7,013	1110,504
	500	-42,676	-34,121	-25,616	6,162	474,3834
	600	-48,341	-31,203	-29,619	5,938	379,03
$\text{NiO}_{(тв)} + \text{FeCl}_{2(тв)} + \text{H}_2\text{O}_{(ж)} =$ $\text{NiCl}_{2(тв)} + \text{Fe(OH)}_{2(тв)}$	298,15	1,462	-39,997	13,387	-5,401	0,004514
	300	1,419	-40,168	13,469	-5,400	0,004515
	400	-1,685	-32,076	11,145	-3,351	0,035035
	500	-6,133	-28,769	8,251	-1,985	0,137385
	600	-13,554	-28,966	3,826	-0,767	0,464451
$\text{NiO}_{(тв)} + \text{FeCl}_{2(ж)} + \text{H}_2\text{O}_{(ж)} =$ $\text{NiCl}_{2(ж)} + \text{Fe(OH)}_{2(тв)}$	298,15	35,73	-25,017	43,189	-17,423	2,71E-08
	300	35,741	-25,169	43,292	-17,357	2,9E-08
	400	35,308	-16,28	41,820	-12,575	3,46E-06
	500	33,234	-12,465	39,466	-9,494	7,53E-05
	600	27,971	-12,33	35,369	-7,090	0,000833

Зависимости стандартной энергии Гиббса реакций (1) – (4) от температуры приведены на рисунках 2 и 3.

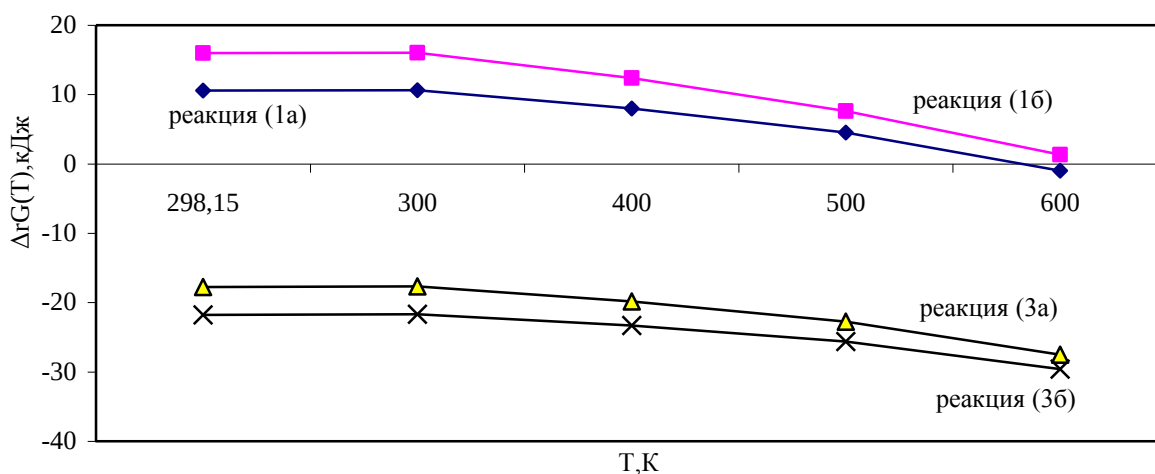


Рисунок 2 – Зависимость стандартной энергии Гиббса реакций (1) и (3) от температуры

Анализируя данные, приведенные в таблице 3 и рисунков 1 и 2 можно отметить следующее:

- Реакция растворения оксида марганца (II) хлоридом кальция (II) является термодинамически обратимой при 500-600 K ($K \approx 1$). С уменьшением температуры до комнатной эффективность растворения будет снижена в десятки или даже в сотни раз.

- Растворение оксида никеля (II) и в водной среде с хлоридом кальция

(II) – самый термодинамически маловероятный процесс из рассмотренных нами. С увеличением температуры константа равновесия реакции (2) увеличивается, однако, она остаётся на 2-3 порядка меньше, чем для реакции (4).

– Равновесие реакций растворения оксида марганца (II) хлоридом железа (II) сдвинуто вправо (в сторону продуктов реакции). С увеличением температуры константа равновесия реакции уменьшается, однако, в изученном интервале температуры остаётся более 1.

– Реакция растворения оксида никеля (II) хлоридом железа (II) становится термодинамически обратимой (константа равновесия приближается к 1) при 500 – 600 К. При понижении температуры константа равновесия реакции резко уменьшается.

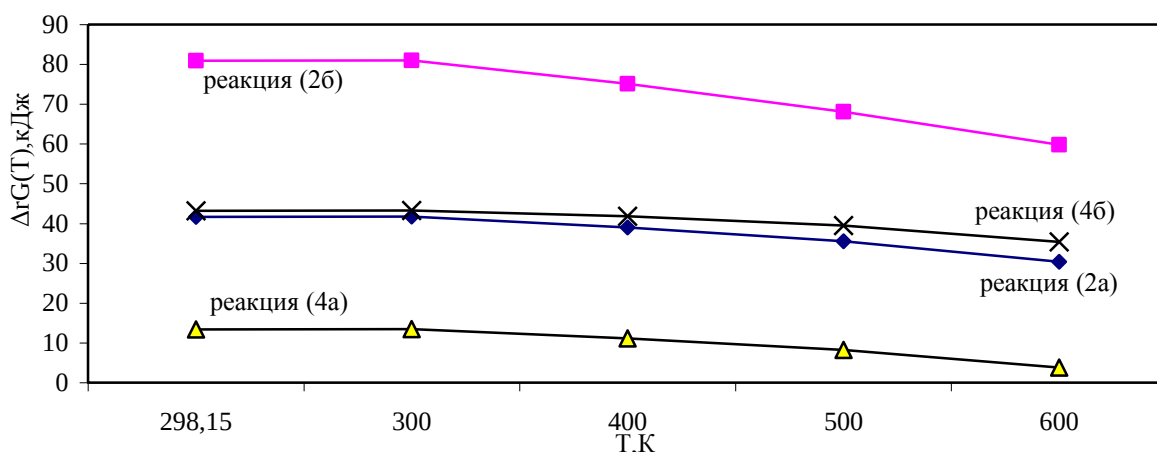


Рисунок 3 – Зависимость стандартной энергии Гиббса реакций (2) и (4) от температуры

Для оценки влияния давления на термодинамические характеристики реакции (4) в стандартном состоянии (4а) использовали известное термодинамическое соотношение:

$$\left(\frac{\partial \Delta_r G}{\partial p} \right)_T = \Delta_r V, \quad (5)$$

где $\Delta_r V$ – изменение объёма при химической реакции.

После интегрирования дифференциального уравнения (5) в пределах давления от 1 атм до $p_{\text{атм}}$ получим:

$$\Delta_r G = \Delta_r G^\circ + \Delta_r V(p - 1), \quad (6)$$

где $\Delta_r G$ – энергия Гиббса реакции при давлении p ;

$\Delta_r G^\circ$ – стандартная энергия Гиббса реакции.

Изменение объёма при реакции рассчитывали по молярным объёмам веществ, приведённым в таблице 4 и взятым из справочника [10].

Таблица 4 – Молярные объёмы веществ – участников реакции (4) в стандартном состоянии (5, а)

Вещество	$\text{NiCl}_{2(\text{ТВ})}$	$\text{Fe}(\text{OH})_{2(\text{ТВ})}$	$\text{H}_2\text{O}_{(\text{Ж})}$	$\text{FeCl}_{2(\text{ТВ})}$	$\text{NiO}_{(\text{ТВ})}$
Молярный объём $V_m \cdot 10^6 \text{ м}^3/\text{моль}$	36,95	26,50	18,00	42,62	10,03

Результаты расчета энергии Гиббса реакции (4, а) при температуре 600 К и различных давлениях по уравнению (6) приведены в таблице 5.

Таблица 5 – Энергия Гиббса реакции (4, а) при температуре 600 К в зависимости от давления

р, атм	$(p-1) \cdot 10^{-5}, \text{ Па}$	$-7,2 \cdot 10^{-6}(p-1), \text{ кДж}$	$\Delta_r G, \text{ кДж}$
1	0	0	3,826
10	9,12	-0,006	3,820
20	19,25	-0,014	3,812
30	29,38	-0,021	3,805
40	39,51	-0,028	3,798
50	49,64	-0,036	3,790
100	100,30	-0,072	3,754

Из данных таблицы 2 следует, что хотя увеличение давления и сдвигает равновесие реакции (4) вправо.

На основании выше изложенного можно сделать следующие выводы:

– использование при комплексном обогащении марганцевой руды, хлорида кальция (II) в качестве растворителя, по результатам термодинамических расчетов малоэффективно для данных оксидов;

– равновесие реакции растворения оксида марганца хлоридом железа (II) сдвинуто вправо ($K \gg 1$). Эта реакция должна протекать достаточно полно даже при низких температурах;

– равновесие реакции растворения оксида NiO хлоридом железа (II) сдвинуто влево ($K < 1$), однако глубина протекания этих реакций в прямом направлении значительно выше, чем при взаимодействии этих же оксидов с CaCl_2 . При этом реакция (4а) становится обратимыми при 600 К ($K \approx 1$);

– увеличение давления при выщелачивание оксида никеля раствором FeCl_2 уменьшает энергию Гиббса всего на 1,9 %.

Экспериментально было определено влияние условий опыта и состава растворителя на полноту растворения чистых оксидов.

Исследования проводили на многокамерной автоклавной установке МКА-8-75. В установке одновременно устанавливаются 8 автоклавов объемом 75 см^3 каждый. Автоклавы закрепляли в металлической рамке, вращающейся с целью перемешивания раствора в муфельной печи со скоростью

80 об/мин.

Для выщелачивания использовали насыщенный раствор хлористого кальция, для приготовления которого использовали технический CaCl_2 с содержанием около 96,6 % CaCl_2 . Другие хлориды были класса ЧДА. Водный раствор FeCl_2 готовили растворением мягкого железа в соляной кислоте. Методика эксперимента была следующая: навеску растворяемого материала (обычно 7 г) загружали в автоклав, после чего заливали растворитель (50 – 65 см³), автоклавы закрывали, закрепляли во вращающейся рамке, после чего температуру в камере поднимали до заданной величины. Продолжительность выдержки отсчитывали с момента достижения заданной температуры.

После окончания опыта автоклавы извлекали из камеры и охлаждали до температуры примерно 80 – 90 °С, после чего раствор отфильтровывали, остаток промывали, сушили при 105 °С и анализировали. Извлечение марганца и никеля оценивали по содержанию марганца и никеля и весу хвостов.

Результаты исследований по выщелачиванию чистых оксидов марганца и никеля CaCl_2 и FeCl_2 представлены в таблице 6.

Таблица 6 – Влияние условий опыта и состава раствора на полноту растворения чистых оксидов

№ опы та	Раство- ряемое вещество	Раствори- тель	Условия опыта				Извлече- ние Mn, %	Фазо- вый со- став продук- тов
			Концентрация		Темпера- тура, °C	Вре- мя, час		
			раствори- теля, масс. %	приме- сей				
1	MnO	CaCl ₂	48,0	-	215	3,0	3,7	He опр.
2	Mn ₂ O ₃	CaCl ₂	48,0	-	220	2,0	2,1	He опр.
3	MnO ₂	CaCl ₂	48,0	-	200	2,0	0,0	He опр.
4	NiO	CaCl ₂	48,0		210	3,0	5*	He опр.
5	MnO	FeCl ₂	29,3	-	220	2,5	99,2	MnO, Fe ₂ O ₃
6	Mn ₂ O ₃	FeCl ₂	29,3	-	220	2,5	99,6	Fe ₂ O ₃
7	MnO ₂	FeCl ₂	29,3	-	220	2,1	99,5	Fe ₂ O ₃
8	NiO	FeCl ₂	29,3		210	3,0	10*	He опр.
Примечание: * – извлечение Ni, %.								

Анализируя таблицу 6, следует отметить, что чистые оксиды MnO, Mn_2O_3 , MnO_2 , $\text{Mn}(\text{OH})_2$ и NiO в насыщенном растворе хлористого кальция практически не растворяются. Что касается хлорида железа FeCl_2 , то при высоких его концентрациях практически полное извлечение марганца из оксидов объясняется выпадением в осадок оксида железа Fe_2O_3 , что подтверждает и рентгенофазовый анализ. По этим причинам растворение как MnO и Mn_2O_3 , так и MnO_2 и $\text{Mn}(\text{OH})_2$ в насыщенном растворе FeCl_2 идет практически до конца. Невысокое извлечение NiO в раствор подтверждает термодинамическую оценку представленную ранее.

Библиографический список

1. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: Справ. Т.1. Кн.2 / Под ред. В.П. Глушко, Л.В. Гурвича и др. М.: Наука, 1978. – С. 310.
2. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: Справ. Т.3. Кн.2 / Под ред. В.П. Глушко, Л.В. Гурвича и др. М.: Наука, 1981. – 395с.
3. Толстогузов Н.В. Об улучшении использования марганца в черной металлургии / Н.В. Толстогузов, В.А. Радугин, О.И. Нохрина // Развитие черной металлургии Сибири. – Новокузнецк, 1985. – С. 113 – 114.
4. Рузинов Л.П., Гуляницкий Б.С. Равновесные превращения металлургических реакций. М.: Металлургия, 1975. – 416 с.
5. Термические константы веществ: Справ. Вып.6. / Под ред. В.П. Глушко, В.А. Медведева и др. М.: Наука, 1973. – 350 с.
6. Термические константы веществ: Справ. Вып.7. / Под ред. В.П. Глушко, В.А. Медведева и др. М.: Наука, 1974. – 341 с.
7. Свойства неорганических соединений. Справочник / Ефимов А.И. и др. – Л.: Химия, 1983. – 392 с.
8. Киргинцев А.Н., Трушников Л.Н., Лаврентьева В.Г. Растворимость неорганических веществ в воде/Справочник. Л.: Химия. – 1972.
9. Термические константы веществ: Справ. Вып.6. / Под ред. В.П. Глушко, В.А. Медведева и др. М.: Наука, 1973. – 350 с.
10. Металлургия меди и никеля/ Береговский В.И., Кистяковский Б.Б. – М.: Металлургия. – 1971. – 382 с.

УДК 669.71

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ МОДЕРНИЗАЦИИ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ С АНОДОМ СОДЕРБЕРГА

ГАЛЕВСКИЙ Г.В., МИНЦИС М.Я., КОНДРАТЕНКО В.С.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк***

Прогнозы специалистов – материаловедов показывают, что начавшийся 21 век будет веком металлов. При доминирующей роли железоуглеродистых сплавов прогнозируется возрастание значения цветных металлов, среди которых ведущее место по-прежнему будет занимать алюминий и его сплавы. Уже сегодня потребление алюминия превышает 40 млн. т. в год. В группу основных мировых производителей входит объединенная компания «Русский алюминий» (РУСАЛ), контролирующая все отечественные алюминийпроизводящие заводы.

Проведенный нами анализ показывает, что в настоящее время около 70 % парка отечественных заводов составляют электролизеры с анодом Содерберга. Среди них наиболее распространены электролизеры с верхним

подводом тока типов С8-Б и С8-БМ, разработанные и пущенные в эксплуатацию около 50 лет назад. Ими оснащены 56 корпусов электролиза. На их долю приходится 70 % производимого алюминия. Они заметно уступают по технико-экономическим и экологическим показателям современным электролизерам с обожженными анодами (ОА), которые доминируют в мировом производстве алюминия, обеспечивая до 70 % мирового выпуска алюминия [1]. Такое состояние основных производственных мощностей не удовлетворяет управляющую компанию, что находит отражение в ее перспективных технологических и инвестиционных планах (рисунок 1). Можно видеть, что компанией предусматривался пуск трех новых заводов – Хакасского, Тайшетского, Богучанского и реконструкция электролизеров С8-Б и С8-БМ ряда заводов с переводом их на обожженные аноды.

Однако мировой финансовый кризис снизил возможности компании РУСАЛ, из-за этого коренная реконструкция в данный момент не возможна, но и в таких условиях задача совершенствования действующего оборудования и технологии, требует своего решения. В связи с этим нами предлагается вариант модернизации электролизеров с анодом Содерберга с верхним подводом тока, осуществляемый в период их капитального ремонта, который практически не требует дополнительных инвестиций.

Следует отметить, что замене действующих отечественных электролизеров Содерберга ВТ на современное оборудование уже достаточно длительное время препятствуют следующие факторы:

- необходимость значительных капитальных затрат; например, для 2-ой очереди НКАЗа они оцениваются на уровне 3750 долларов США на тонну годовой производительности, что превышает затраты на строительство новых заводов;

- установка электролизеров ОА вместо существующих электролизеров Содерберга приведет к увеличению себестоимости 1 т первичного алюминия на 100 – 140 долларов США, что снизит прибыль компании РУСАЛ [1, 2];

- плата за загрязнение окружающей среды в России на порядок ниже, чем за рубежом из-за крайне несовершенной применяемой методики мониторинга и расчета вредных выбросов.

Мировой финансовый кризис еще в большей степени снизил возможности компании РУСАЛ, в связи с чем коренная реконструкция в данный момент стала практически не возможна. Но и в таких условиях задача совершенствования действующего оборудования и технологии требует своего решения. В связи с этим нами предлагается вариант модернизации электролизеров с анодом Содерберга с верхним подводом тока, осуществляемый в период их капитального ремонта, который практически не требует дополнительных инвестиций.

При этом модернизация преследует несколько целей: экономическую, техническую, конструкторскую, экологическую.

Ниже рассматриваются основные положения предлагаемого варианта модернизации электролизеров с анодом Содерберга ВТ типов С8-Б, С8-БМ с

повышением силы тока со 155 до 170 – 175 кА.

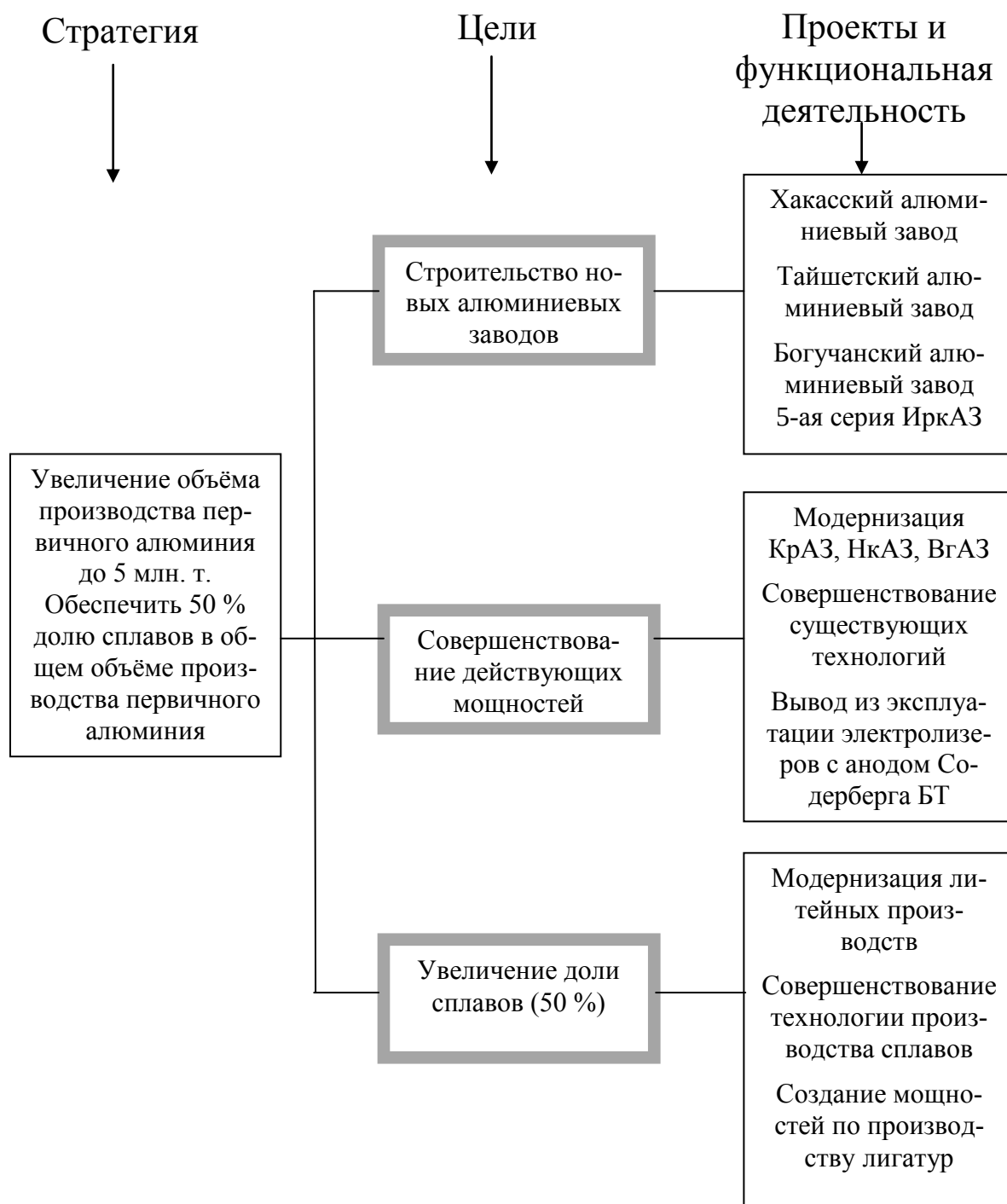


Рисунок 1 – Технологические и инвестиционный планы ОК «РУСАЛ»
(год принятия – 2005)

В последние годы в результате длительных отечественных и зарубежных исследований были созданы несколько конструкций систем автоматического питания расплава глиноземом (АПГ), которыми в процессе капитального ремонта были оснащены все электролизеры КРАЗа. Однако, внедрение

систем АПГ не сопровождалось изменением конструкции катодного устройства. При внедрении систем АПГ можно значительно снизить необходимый объем электролита в шахте электролизера. Так, например, удельная масса электролита на электролизерах типа С-8БМ составляет около 41, а на электролизерах ХАЗа – только около 28 кг/кА. На современных зарубежных электролизерах удельная масса еще ниже – не более 23 кг/кА [2, 3]. Это обстоятельство позволяет при проведении капитального ремонта сократить габариты катодного устройства за счет уменьшения расстояния от анода до борта шахты. Расчеты показывают, что при применении карбидокремниевых плит в бортовой футеровке электролизеров, можно уменьшить ширину катодного узла почти на 800 мм, а его длину – на 200 мм. В результате таких конструктивных изменений могут быть получены следующие результаты:

- объем футерованного катодного устройства сократится примерно на 20 %, что позволит снизить затраты на капитальный ремонт одного электролизера типа С-8 БМ ориентировочно на 700 тыс. руб.;

- снижение ширины катодного устройства положительно скажется на сроке службы электролизера;

- плотность тока в подине вырастет на 16 %, а вместе с ней и выход по току;

- снизится площадь контакта между жидким алюминием и электролитом, что уменьшит потери алюминия из-за протекания обратных реакций;

- вследствие уменьшения открытой поверхности электролита снизится расход фторида алюминия, о чем свидетельствуют следующие данные: на электролизерах типа С-8БМ НКАЗа он составляет более 40, а на ХАЗе – только 18 кг/т Al;

- заметно сократится объем расплава, и значительную часть алюминия в незавершенном производстве можно будет реализовать.

По практическим данным затраты на монтаж системы АПГ на одном электролизере составляют примерно 600 тыс. руб. Следовательно, предлагаемый вариант модернизации действующих электролизеров типов С-8Б и С-8БМ не потребует дополнительных затрат и может быть реализован в процессе проведения капитального ремонта [1, 2, 3].

Предлагаемая конфигурация футеровки подины имеет следующие преимущества перед существующей конструкцией:

- значительно меньше ширина периферийных швов, что позитивно отразится на сроке службы;

- применение коротких подовых блоков, электрически не связанных с блоком, улучшит распределение тока в расплаве и снизит возникновение горизонтальных токов в нем;

- применение карбидокремниевых плит в бортовой футеровке увеличит отвод тепла через боковую поверхность катодного кожуха и позволит снизить высоту расплава в шахте ванны.

Для снижения выбросов смолистых веществ предлагается организация охлаждения поверхности анода путем орошения. В настоящее время при

достигаемых температурах поверхности анода (150 – 160 °С) потери смолистых веществ с поверхности анода достигают 40-45 кг/т Al, что соответствует 30 – 50 % от общего содержания летучих веществ в анодной массе [3, 4]. Проведенные предварительные расчеты показали, что для снижения температуры поверхности анода электролизера типа С-8БМ до 100 °С, при которой практически прекращается выделение ПАУ, необходимо испарять около 30 кг воды в час, или около 3 м³ для всех электролизеров корпуса. Образующийся при этом пар незначительно повысит влажность вентиляционного воздуха (менее чем на 0,03 %), что исключит его конденсацию и осаждение влаги на конструкциях корпуса в холодное время года [3, 4, 5].

Библиографический список

1. Галевский Г.В. Экология и утилизация отходов в производстве алюминия. 2-е изд. / Г.В. Галевский, Н.М. Кулагин, М.Я. Минцис. – М.: Флинта-Наука, 2005. – 268 с.
2. Галевский Г.В. Металлургия алюминия. Электролизеры с анодом Содерберга и их модернизация / Г.В. Галевский, М.Я. Минцис, Г.А. Сиразутдинов. – М.: Флинта-Наука, 2008. – 238 с.
3. Бузунов В.Ю. Технические аспекты экологической безопасности алюминиевого производства / В.Ю. Бузунов, Б.П. Куликов // ТЭВ РУСАЛа. – 2005. – № 11. – С. 5 – 14.
4. Сорлье М. ПАУ и выбросы паров пека с поверхности анода Содерберга / М. Сорлье // ТЭВ РУСАЛа. – 2005. – № 11. – С. 33 – 37.
5. Расчетная инструкция (методика) по определению состава и количества вредных (загрязняющих) веществ, выбрасываемых в атмосферный воздух при электролитическом производстве алюминия. Утверждена Приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 31.03.2005 № 182. – 72 с.

УДК 669.21/.23.054.85/.87

КОМПЛЕКСНОЕ СЕЛЕКТИВНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ МНОГОКОМПОНЕНТНОГО ЭЛЕКТРОННОГО ЛОМА

Рогожников Д.А.

***ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет
имени первого Президента России Б.Н.Ельцина»
г. Екатеринбург***

За прошедшие годы практически во всех промышленно развитых странах мира сформировалась отрицательная тенденция к снижению объемов производства в первичной металлургии. Это связано с увеличением затрат при добыче руд и производстве из них цветных металлов. Основными

причинами спада можно назвать уменьшение запасов руд цветных металлов, а, следовательно, необходимость переработки более бедных руд. Негативное влияние оказывает интенсивный рост цен на источники сырья и энергоресурсы. В значительной степени уменьшает экономический эффект необходимость выполнения международных соглашений и государственных требований по охране окружающей среды, в связи с чем утилизация и складирование отходов производства становятся все более затратными. В современных условиях природоохранная деятельность, направленная на снижение и предотвращение отрицательного антропогенного воздействия на окружающую среду, улучшение и рациональное использование природных ресурсов, занимает особое место в социально – экономическом развитии человечества.

По этим причинам все большее значение в современном мировом производстве металлов приобретает использование вторичного металлосодержащего сырья. Вследствие стремительного роста цен на ресурсы и энергию, использование отработанных техногенных продуктов представляется более выгодным по сравнению с рудным сырьем. В целом ряде промышленно развитых стран производство цветных металлов из вторичного сырья составляет 30 – 40 % от общего объема продукции, выпускаемой металлургической промышленностью.

Наряду с традиционными источниками вторичного сырья, содержащего цветные металлы, большое значение имеет так называемый «электронный лом» – лом и отходы электронного и электротехнического оборудования. По некоторым данным, суммарная масса образующегося электронного лома в России в настоящее время составляет несколько миллионов тонн в год. Модернизация производства по переработке этих многокомпонентных отходов позволит металлургическим предприятиям существенно сократить вред, наносимый окружающей среде и, в то же время, даст возможность получения дополнительного экономического эффекта при выпуске товарной продукции, так как данное техногенное сырье представляет собой ценнейшие ресурсы, по содержанию полезных компонентов превосходящие природные источники.

Исходя из вышеизложенных соображений, следует сделать вывод о высокой актуальности комплексной переработки электронного лома, включающей в себя селективное постадийное извлечение цветных и черных металлов и позволяющей создать экономически более привлекательный технологический процесс.

Опираясь на литературные данные о современном состоянии отечественного и зарубежного опыта по переработке электронного лома, и проведя предварительные исследования, мы предложили схему комплексного селективного извлечения ценных продуктов из многокомпонентного, выработавшего свой ресурс электронного и электротехнического оборудования.

Первая стадия – выщелачивание техногенного сырья в разбавленной азотной кислоте. При этом в раствор переходят такие ценные компоненты как медь, серебро, свинец и другие. На данной стадии выщелачивается и

олово, которое сразу же гидролизуеться и выпадает в осадок в виде метаоловянной кислоты. Раствор фильтруем и отправляем на следующую операцию, а оловянный осадок направляем на восстановление металлического олова.

Второй стадией является осаждение свинца серной кислотой с получением нерастворимого осадка сульфата свинца, который поступает на дальнейшую переработку.

На третьей стадии проводим процесс селективного выделения серебра из раствора за счет осаждения его в виде хлорида серебра добавлением соляной кислоты. Далее хлорид серебра направляем на получение металлического серебра.

Четвертый этап технологической схемы – очистка раствора от железа с использованием нитрилтриметиленфосфоновой кислоты (НТФ) и последующим получением ценной железо-фосфорной лигатуры.

Завершением технологической цепочки является электроэкстракция меди из нитратного раствора. Отработанный электролит возвращаем в голову процесса на стадию выщелачивания, что позволяет сделать цикл замкнутым и избавиться от дополнительных затрат на очистку и водоотведение.

Преимуществами предлагаемого способа являются комплексность переработки вторичного сырья с селективным извлечением ценных компонентов и относительная простота схемы их получения. Сравнительно низкая стоимость переработки сырья и получение высококачественных продуктов с заметно более высокой рыночной стоимостью являются привлекательными характеристиками разрабатываемого процесса.

Данная технология, по сравнению с традиционными способами, позволяет перерабатывать сырье низкой категории, решая тем самым проблему его утилизации. В целом, предложенный гидрометаллургический метод позволяет бережнее использовать природные богатства и энергоресурсы.

УДК 669.243.54

ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДА НИКЕЛЯ УГЛЕРОДОМ

Кичигина О.Ю.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

За последние 10 лет рынок никеля вырос практически на четверть. Такая динамика развития отрасли диктует определенные требования к инновационным технологиям при его производстве, добыче и извлечению из руды, расширении сырьевой базы и интенсификации процессов консолидации в отрасли. Как правило, конечные потребители никеля – развитые промышленные страны на рисунке 1 приведены ведущие страны потребители никеля по данным источника [1].

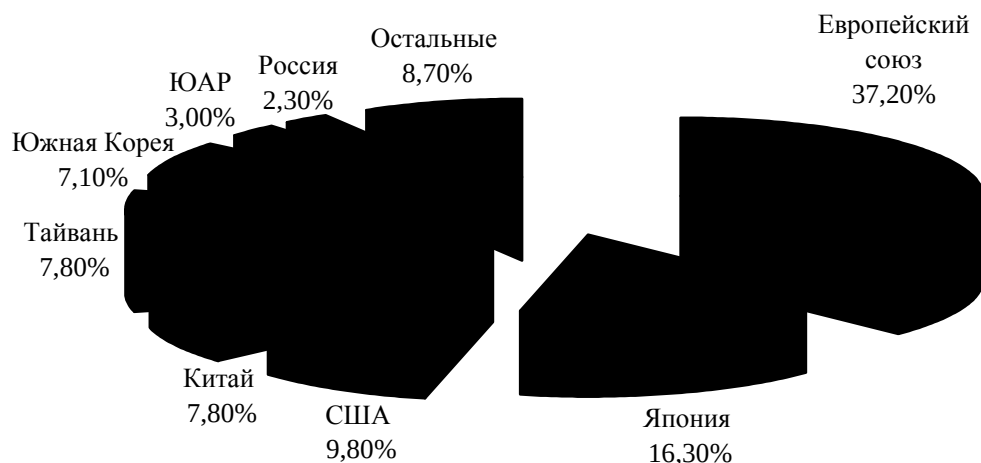


Рисунок 1 – Ведущие страны потребители никеля

Никель – это один из металлов, по объемам производства и потребления которого судят об уровне развития страны. Относясь к группе тяжелых цветных металлов никель, используется в различных отраслях индустрии, начиная производством легированной стали и заканчивая высокотехнологичной медициной и электротехникой.

Его важность объясняется разнообразными уникальными свойствами: добавка никеля в сплавы увеличивает прочность, износостойкость, коррозионную стойкость, повышает тепло- и электропроводность, улучшает магнитные и каталитические свойства. Это привело к тому, что никель стал одним из основных металлов востребованным на мировом рынке цветных металлов.

В настоящее время никель главным образом (70 – 85 %) идет на экспорт, а его внутреннее потребление весьма незначительное. Основные запасы никеля сосредоточены в сульфидных платиноидно-медно-никелевых рудах трех норильских месторождений (Норильск – 1, Талнахское, Октябрьское), принадлежащих ГК «Норильский никель». Главным типом сырья в Норильском рудном районе являются бедные вкрапленные руды. Богатые руды содержат – 3,20 % Ni, медистые – 0,88 % Ni, вкрапленные – 0,48, соответственно. Богатые руды могут быть отработаны в 2010 году [2].

Геологические исследования, проводимые на границе Кемеровской области и Алтайского края, позволили обнаружить новые месторождения марганцевых руд. Химический состав этих руд приведен в таблице 1 [3].

Из приведенных данных следует, что руды месторождения 1 бедные, т.к. содержание марганца не превышает 20 %, руды месторождения 2 имеют достаточно высокое содержание фосфора. Поэтому руды этих месторождений не могут быть использованы для выплавки стандартных марганцевых сплавов, их необходимо обогащать.

Таблица 1 – Химический состав марганцевых руд

Наименование	Химический состав, % масс.											
	Mn	Fe _(общ)	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	S	CaO	MgO	BaO	Ni	Co	Cu
месторождение 1	20,4	2,0	50,6	6,96	0,039	< 0,1	0,75	0,77	0,1	0,5	3,0	0,7
месторождение 2	48,8	3,0	17,5	5,90	0,225	< 0,1	-	0,68	0,07	0,5	3,0	0,2

Кроме того, в этих рудах достаточно высокое содержание цветных металлов, которые также как и марганец, могут быть извлечены при комплексном обогащении марганцевых руд. На кафедре металлургии черных металлов, стандартизации и сертификации была разработана методика гидрометаллургического обогащения руд.

В результате селективного осаждения был получен марганцевый и никелевый концентрат химического обогащения, используемый в дальнейшем для исследования. Полученный концентрат содержит ~ 45 % Ni, 2,3 % Mn, 1,4 % Fe, 0,5 % Co. Этот концентрат возможно использовать для легирования стали.

Известно, что оксид никеля перерабатывается на металлический никель восстановлением без расплавления с получением металлического никеля в виде порошка и восстановлением в электрических печах с получением литого никеля [4].

В работах авторов [5 – 9] показано, что восстановление никеля из оксида водородом, оксидом углерода и твердым углеродом успешно протекает при температурах выше 923 К.

Предварительно расчетным и экспериментальным путем были определены технологические параметры восстановления никеля из концентрата при выплавке стали в дуговых электропечах.

Расчеты выполнены при помощи программного комплекса «Терра». Решение задачи по определению условий восстановления оксида никеля осуществлялось с использованием методов термодинамического моделирования на основе расчета равновесных состояний в модельных термодинамических системах. Достоинство этих методов заключается в возможности быстро рассчитать равновесные состояния многокомпонентных систем, варьируя в широком диапазоне управляющие воздействия.

Исследование процесса восстановления никеля было рассмотрено в трех компонентной системе Ni – O – C, представленных набором веществ $lNiO - nC$, где l – количество молей NiO, n – количество молей углерода. Исходный состав системы формировался заданием значений параметров l и n .

Методика исследования включала в себя следующие этапы: расчет возможных составов и определение термодинамических условий, необходимых для осуществления процесса восстановления никеля; определение границ концентрационных областей протекания восстановительных процессов; нахождение параметров входного потока, при которых обеспечивается дос-

тижение оптимального состава системы в равновесных условиях.

Расчет возможных составов, которые могут получаться в результате протекания процессов восстановления никеля в термодинамической системе, состоящей из элементов Ni – O – C, осуществлялось варьированием количества молей углерода в системе, что позволило оценить границы концентрационных областей протекания восстановительных процессов. Модельная система Ni – O – C формировалась путем задания исходного состава смеси в виде 1 моля оксида NiO и n молей углерода.

Расчет проводился в интервале температур от 573 до 1873 К. Результаты представлены на рисунке 2.

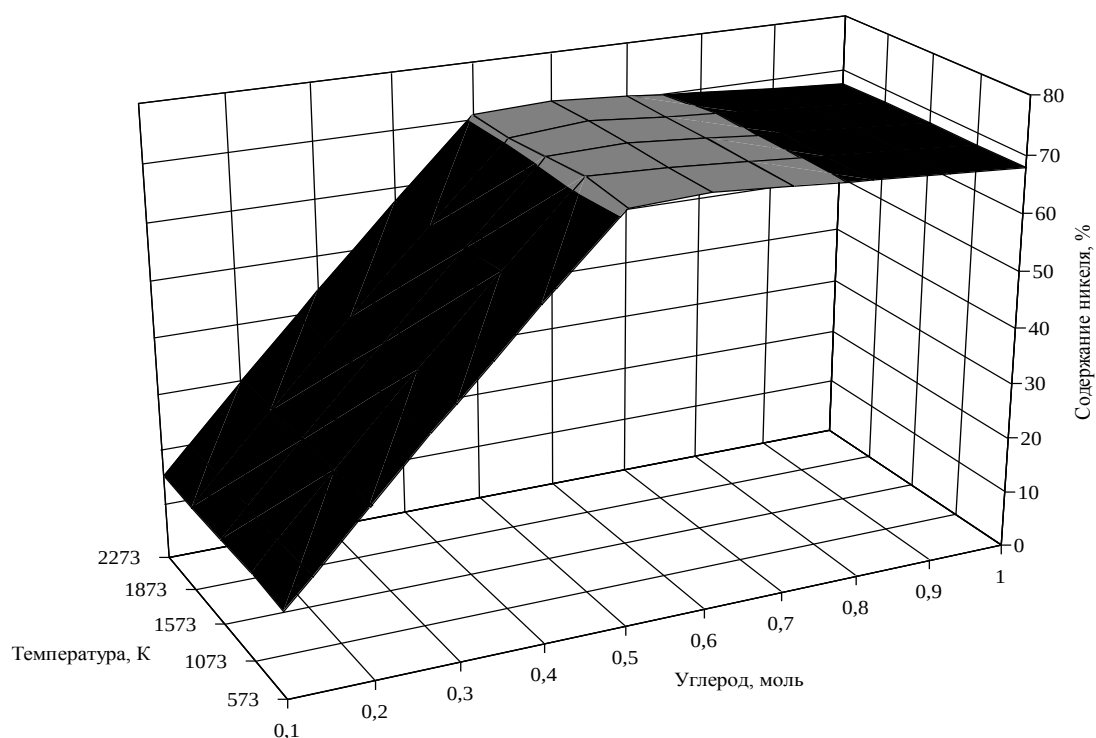


Рисунок 2 – Зависимость восстановления никеля от температуры и количества углерода

Как видно из рисунка 2, максимальное извлечение никеля достигается при расходе углерода 0,5 молей на 1 моль оксида никеля.

Лабораторные исследования кинетики восстановления никеля из оксида в интервале температур 973 – 1473 К проводились методом непрерывного взвешивания по известной методике [10].

Процесс восстановления оксида никеля протекал по следующей реакции:



Шихту, состоящую из оксида никеля и кокса ОАО «НКМК», в соот-

ношении 7:1 тщательно перемешивали, прессовали, и брикет помещали в алуноводый тигель, который в свою очередь устанавливали в графитовый тигель и подвешивали на специальной подвеске, в предварительно нагретую печь Таммана. Изотермическая выдержка проводилась при температурах 973, 1073, 1173, 1273 и 1473 К, температура фиксировалась термопарой типа ВР 5/20. С помощью электронных весов фиксировали изменение массы пробы в процессе реакции восстановления оксида никеля. Время выдержки в печи пробы составляло порядка 40 минут. Изменение массы фиксировали через 60 секунд. Результаты экспериментов представлены на рисунке 3, кривые характеризуют степень восстановления образцов в зависимости от времени выдержки в печи при соответствующих температурах.

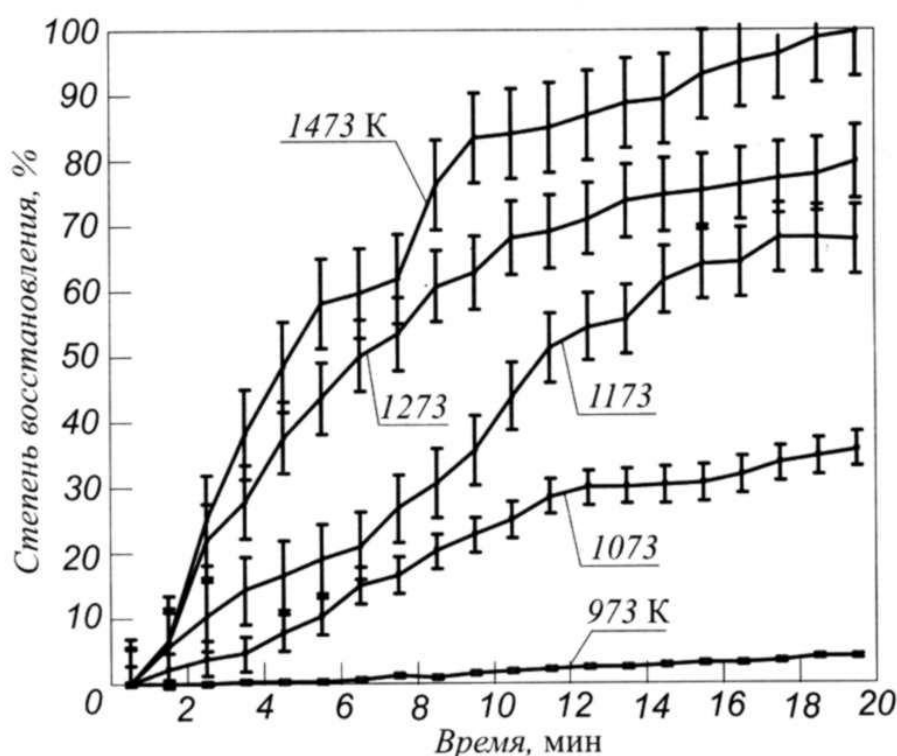


Рисунок 3 – Зависимость степени восстановления оксида никеля от времени

Из рисунка 3 видно, что при температурах 1173 – 1473 К никель из оксида практически полностью восстанавливается в течение 15 – 20 мин, что соответствует данным авторов [11]. С учетом этих данных и поведением кривых на рисунке 2, приведен временной отрезок в 20 минут.

После измельчения проб был проведен рентгенофазовый анализ, результаты представлены в таблице 2.

Как видно из таблицы 2 оксид никеля и углерод, при температуре 973 К в пробе присутствуют в большом количестве, чего нельзя сказать о металлическом никеле, это объясняется тем, что процесс восстановления при данных температурах протекает очень медленно.

Таблица 2 – Результаты рентгенофазового анализа

Температура выдержки пробы, К	Фазовый состав
973	Много: оксид никеля, углерод Присутствует: никель
1073	Много: оксид никеля, углерод Немного: никель
1173	Много: никель Немного: оксид никеля, углерод
1273	Много: никель Присутствует: оксид никеля, углерод
1473	Много: никель Присутствует: оксид никеля, углерод

При температуре 1073 К соотношение компонентов в пробе незначительно меняется в сторону увеличения содержания никеля и уменьшения оксида никеля и восстановителя.

Образцы, выдержанные при температуре 1173 и 1273 К, существенно отличаются от двух ранее описанных образцов – структурой, цветом и наличием спекшихся кусочков с характерными бликами металла. Кривые, степени восстановления оксида никеля данных образцов, на рисунке 3, имеют более выраженную тенденцию к возрастанию, что свидетельствует об активном протекании процесса. Результаты рентгенофазового анализа также подтверждают данное предположение – содержание оксида никеля и восстановителя резко сокращается, а содержание никеля значительно возрастает.

При температуре 1473 К содержание никеля в пробе, в соответствии с результатами рентгенофазового анализа, приобретает максимальное значение, оксида никеля и углерода – минимальное, по сравнению с четырьмя предыдущими образцами. Процесс восстановления оксида никеля успешно прошел – это подтверждается и поведением кривой, соответствующей температуры, на рисунке 3.

Расчет степени восстановления никеля из оксида в зависимости от температуры проводили в соответствии с уравнением 2 [11]:

$$CB (\%) = \frac{G \left[\frac{M_1}{M_1 + M_2} \right]}{M_3} \cdot 100 = \frac{G \cdot 16}{\dot{I}_3 \cdot 28} \cdot 100 = \frac{G \cdot 0,57}{M_3} \cdot 100. \quad (2)$$

где G – убыль массы образца;

M_1 , M_2 – атомная масса кислорода и углерода соответственно ($M_1 = 16$, $M_2 = 12$);

M_3 – масса кислорода в исходном образце.

Графически результаты расчетов степени восстановления никеля из оксида представлены на рисунке 4.

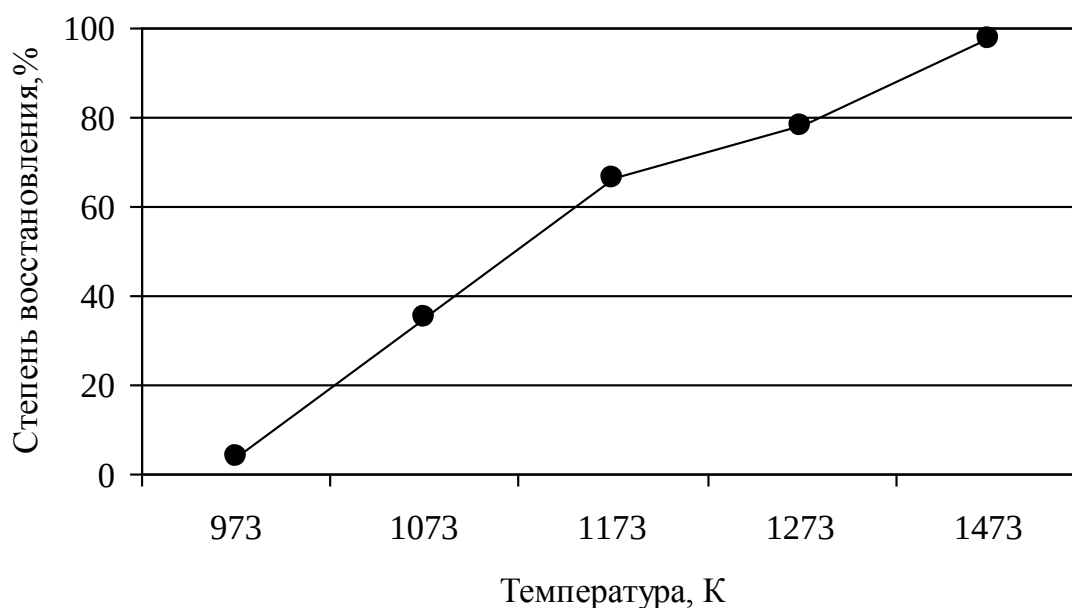


Рисунок 3 – Зависимость степени восстановления оксида никеля от температуры

Как видно из рисунка 4 характерной особенностью полученной кинетической кривой является практически линейная зависимость степени восстановления от температуры. Анализируя рисунки 3 и 4 можно сделать следующие выводы:

- восстановление оксида никеля твердым углеродом в печи Таммана начинается при температуре 973 К, процесс протекает медленно, для полного восстановления, при данной температуре требуется выдержка в печи более сорока минут;

- при 1073 К степень восстановления окиси никеля значительно повышается, процесс протекает более интенсивно, металлический никель присутствует в большом количестве, что свидетельствует об активном протекании реакции восстановления;

- в интервале температур 1173 – 1473 К, процесс восстановления оксида никеля успешно и быстро протекает за более короткий промежуток времени, что подтверждают аналогичные исследования авторов работы [12].

В дальнейшем ходе проведения лабораторных исследований был экспериментально определен и опробован способ ввода оксида никеля в дуговую электропечь. Сталь выплавляли в лабораторной дуговой электропечи. Из никелевого концентрата, полученного при обогащении полиметаллических марганцевых руд, фракцией менее 0,5 мм и коксовой мелочи, были изготовлены окатыши диаметром 20 – 30 мм. Окатыши загружали в печь по двум вариантам:

I – в завалку;

II – в восстановительный период на «зеркало» металла перед наведением шлака.

Расчет количества окатышей вели на содержание никеля в стали, равным 1 %.

Плавку вели по обычной технологии. Извлечение никеля из концентрата составило по I варианту – 92 – 95 %, по II варианту – 75 – 78 %.

Снижение извлечения никеля при присадке его в начале восстановительного периода, по-видимому, связано с его частичным испарением, при попадании в зону дуг, никель восстанавливается и может частично испаряться, т.к. никель имеет относительно низкую температуру кипения [12], она составляет 3183 К.

Таким образом, установлено, что для легирования стали никелем в электропечи, возможно использовать его концентрат, причем извлечение никеля из концентрата при его восстановлении в процессе выплавки стали можно достичь уровня 92 – 95 %, если концентрат в смеси с восстановителем вводить в завалку в виде окатышей или брикетов.

Библиографический список

1. <http://www.ereport.ru/articles/commod/nickel.htm>
2. Додин Д.А. Мировой рынок цветных и благородных металлов и положение России на нем // Цветные металлы. – 2007. – № 10. – С. 10 – 13.
3. Оценка металлургической ценности марганцевых руд участков Сугул, Сунгай, Чумай: отчет о НИР / Сибирский государственный индустриальный университет (СибГИУ); рук. О.И. Нохрина; отв. испол. И.Д. Рожихина. – Новокузнецк, 2007. – 17 с.
4. Металлургия меди и никеля / Береговский В.И., Кистяковский Б.Б. – М.: Металлургия. – 1971. – 382 с.
5. Макрокинетические закономерности восстановления водородом огарка обжига никелевого концентрата / И.О. Попов [др.]. // Цветные металлы. – 2000. – № 11 – 12. – С. 63 – 65.
6. Рождественский В.П., Волгина Л.М., Строкова Т.П. // ЖПХ. – 1967. – Т. 4. – № 4. – 705 с.
7. Тумарев А.С., Панюшин Л.А., Пушкарев В.А. // Изв. Вузов. Цветная металлургия. – 1965. – № 2. – С. 39.
8. Дельмон Б. Кинетика гетерогенных реакций / Б. Дельмон. – М.: Мир, 1972. – 305 с.
9. Дорохович В.П. Исследование кинетики восстановления окислов металлов семейства железа метаном. Автореф. канд. дис. – Киев: Ин-т газа АН УССР, 1969.
10. ГОСТ 17212-84 «Руды железные, агломераты и окатыши». Введен в действие 19 декабря 1984 г. – М.: Изд-во стандартов, 1985 г. – 6 с.
11. Исследование влияния кокса на процесс низкотемпературного восстановления никелевого огарка/ В.Г. Леонтьев [др.]. // Цветные металлы. – 2007. – № 10. – С. 2 – 10.
12. Кубашевский О., Металлургическая термохимия / О. Кубашевский, К.Б. Олкокк. – М.: Металлургия, 1982. – 392 с.

**ТЕРМОДИНАМИКА ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНЫХ
ВЗАИМОДЕЙСТВИЙ В СИСТЕМЕ
КРЕМНИЙ – УГЛЕРОД – ВОДОРОД – АЗОТ**

ЮРКОВА Е.К., РУДНЕВА В.В.

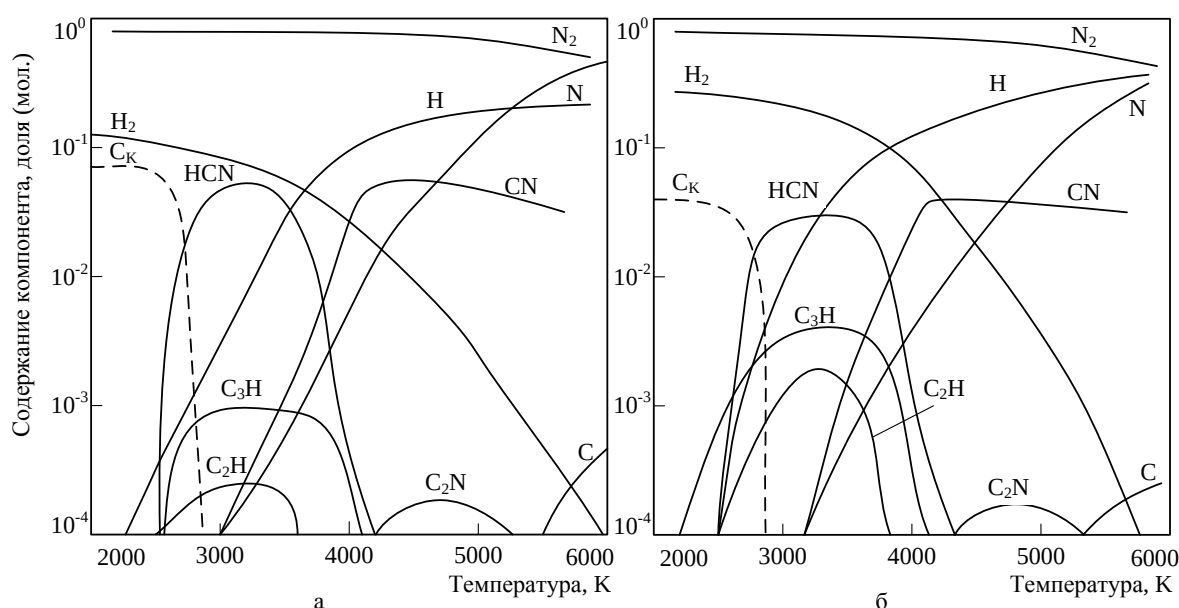
*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Термодинамический анализ процессов синтеза и модифицирования проведен с целью прогнозирования оптимальных параметров получения карбида кремния (соотношения компонентов и температуры), определения равновесных показателей процесса (степени превращения сырья в карбид, составов газообразных и конденсированных продуктов), оценки вклада в процессы карбидообразования газофазных реакций, обеспечивающих в условиях плазмометаллургических технологий эффективную переработку дисперсного сырья.

В связи с использованием в процессах синтеза и модифицирования в качестве кремнийсодержащего сырья – кремния и карбида, углеводородного сырья – метана и плазмообразующего газа – азота объектами исследования являлись системы C-H-N, Si-C-N, Si-C-H-N. Необходимые для анализа равновесные составы газообразных и конденсированных продуктов рассчитывались «константным» методом. При расчетах рассматривалась область температур 1000 – 6000 К при общем давлении в системе 0,1 МПа. Исходными данными служили константы равновесия реакций образования соединений из элементов, рекомендованные в справочниках РАН и НБС США. Выбор в исследуемых системах соотношений исходных компонентов определялся стехиометрией реакций образования целевых продуктов и параметрами технологического оборудования. Расчеты выполнялись с использованием программы компьютерного моделирования высокотемпературных сложных химических равновесий «PLASMA» (ИХТТМ СО РАН), имеющей встроенную базу данных продуктов взаимодействия для оксидо-, боридо-, карбидо- и нитридообразующих систем.

Термодинамический анализ системы C-H-N необходим для получения информации о возможном составе газовой фазы, формирующемся в результате пиролиза метана и его взаимодействия с газом-теплоносителем. Расчет равновесных составов системы C-H-N проводился с учетом возможности образования в газовой фазе H , H^+ , H_2 , N , N_2 , NH , NH_2 , NH_3 , C , C^+ , C_2 , C_3 , C_4 , C_5 , CH_2 , CH_3 , CH_4 , C_2H , C_2H_2 , C_2H_3 , C_2H_4 , CN , CN^{-1} , NCN , NCC , C_2N_2 , HCN , $HCCN$, C_4N_2 , C_3H , C_4H , C_3HN , C_4N_2 , в конденсированном состоянии – углерода. Результаты расчета равновесных составов рассматриваемой системы приведены на рисунке 1, а, б. В системе C-H-N в области температур 2800 – 3800 К, в которой возможно протекание процессов карбидообразования,

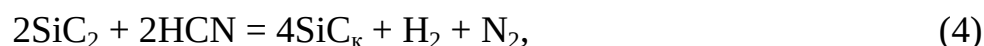
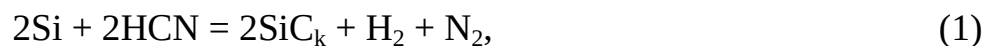
новными углеродсодержащими компонентами газовой фазы являются HCN, C_3H , C_2H . Присутствующий в системе углерод перераспределяется следующим образом: HCN – 98 % масс., углеводородные радикалы – 2 % масс. Концентрация углеводородных радикалов растет с увеличением содержания в системе водорода. Конденсация углерода из газовой фазы термодинамически возможна при температуре ниже 2400 К. Анализ систем Si-C-N и Si-C-H-N выполнен с учетом возможности существования в газовой фазе компонентов системы C-H-N, Si, Si^+ , Si_2 , Si_3 , SiH, SiH_2 , SiH_3 , SiH_4 , SiN, SiC, SiC_2 , Si^- , Si_2C_2 , Si_3C , Si_2N , конденсированной – Si, Si_3N_4 , SiC, C. Результаты расчетов представлены на рисунках 2 – 4.

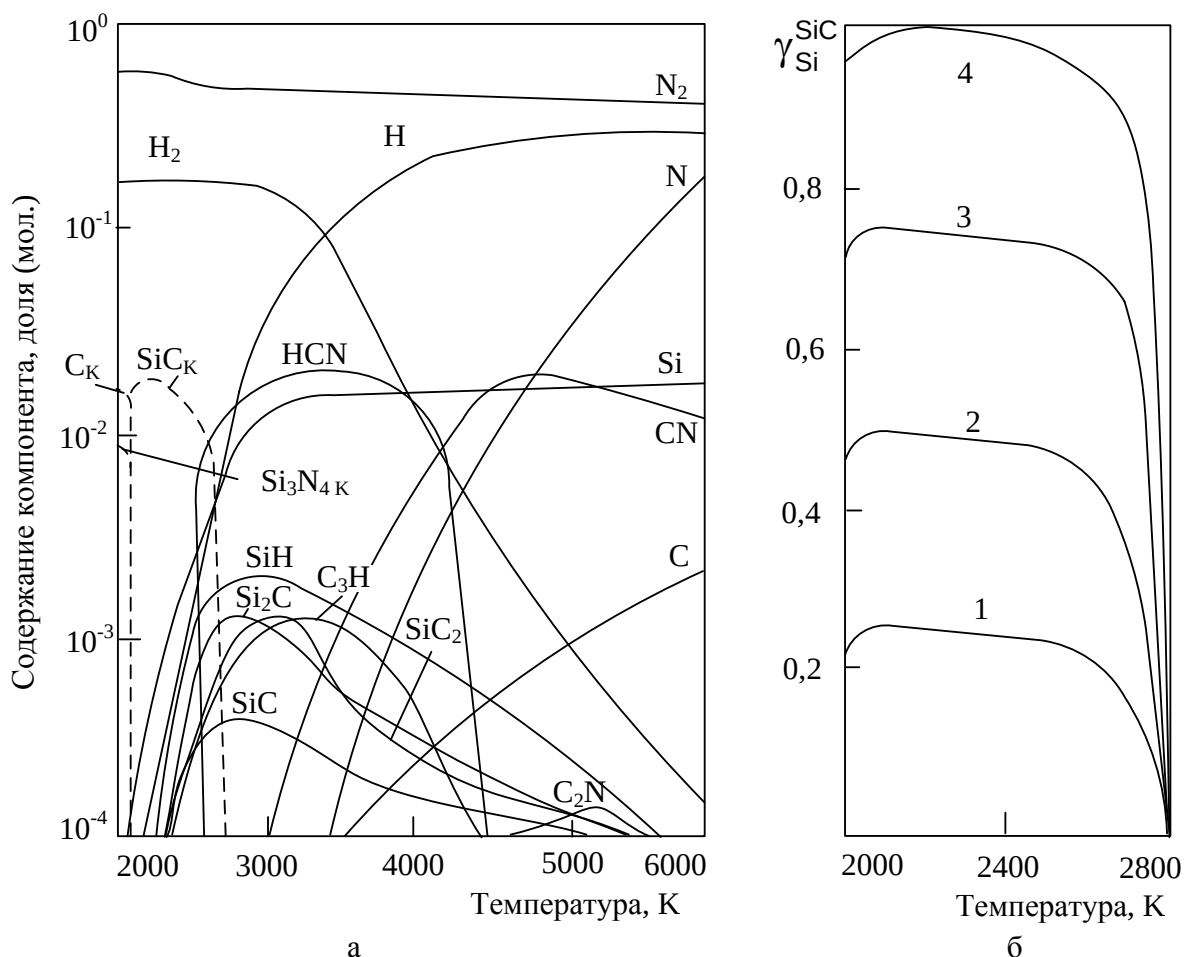


а – C : H : N = 0,75 : 3 : 20; б – C : H : N = 0,75 : 6 : 20

Рисунок 1 – Зависимость равновесного состава системы C-H-N (а, б) от температуры и соотношения компонентов

В системе Si-C-H-N образование карбида кремния с участием газообразных компонентов может происходить при температуре 2800 – 3000 К (рисунок 2, а) по следующим реакциям:





а – равновесные составы газовой и конденсированной фаз в зависимости от температуры при соотношении (4) $\text{Si} : \text{C} : \text{H} : \text{N} = 1 : 1 : 4 : 20$;
 б – зависимость степени превращения Si в SiC от соотношения $\text{Si} : \text{C} = 1 : 0,25$ (1); $1 : 0,5$ (2); $1 : 0,75$ (3); $1 : 1$ (4)

Рисунок 2 – Результаты термодинамических расчетов системы Si-C-H-N при соотношении $\text{Si} : \text{C} = 1 : (0,25 - 1)$

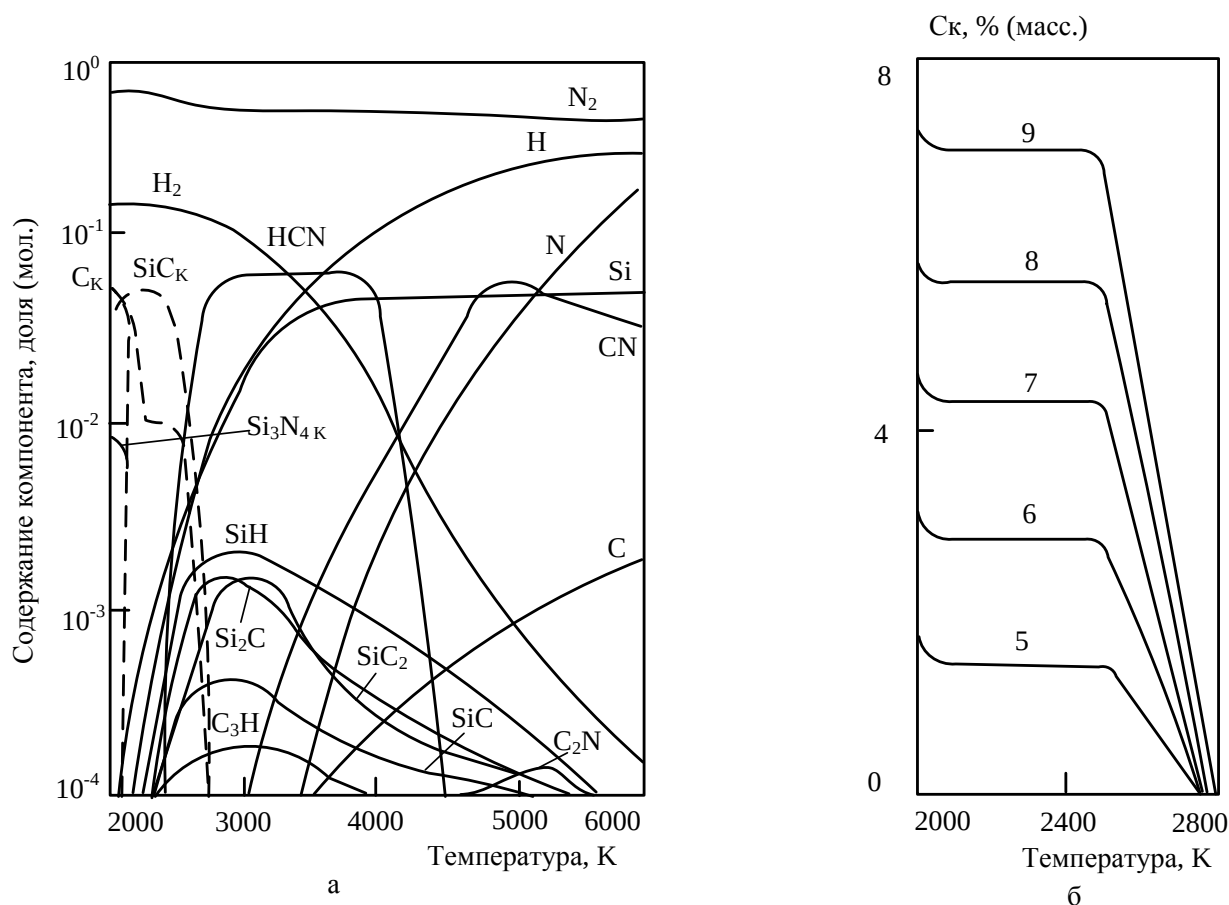
До 90 % масс. SiC_k образуется по реакции (1). 100 %-ное превращение кремния в карбид достигается уже при стехиометрическом соотношении компонентов (рисунок 2, б).

При избытке углерода в системе возможно получение карбид-углеродной композиции заданного состава (рисунок 3). Так, при изменении соотношения $\text{Si} : \text{C} = 1 : (1,05 - 1,25)$ содержание углерода в конденсированной фазе изменяется в пределах от 1,5 до 7 % масс.

В системе Si-C-N (рисунок 4), отвечающей условиям процесса модифицирования карбида кремния, углерод газифицирован лишь в высокотемпературной области (выше 4000 K) в форме циана CN. В связи с этим основной вклад в процесс карбидообразования вносит реакция



реализация которой в условиях плазменного потока представляется кинетически маловероятной. Это предопределяет необходимость введения в систему водорода, обеспечивающего газификацию углерода в широком интервале температур и способствующего образованию карбида по газофазной реакции (1) в соответствии с закономерностями высокотемпературных взаимодействий в системе Si-C-H-N (рисунок 2). Полная газификация углерода достигается при минимальной концентрации водорода в плазмообразующем газе 5,5 % об.



а – равновесные составы газовой и конденсированной фаз в зависимости от температуры при соотношении (9) Si : C : H : N = 1 : 1,25 : 5 : 20;

б – зависимость равновесной концентрации в конденсированной фазе углерода от соотношения Si : C = 1 : 1,05 (5); 1 : 1,10 (6); 1 : 1,15 (7); 1 : 1,20 (8); 1 : 1,25 (9)

Рисунок 3 – Результаты термодинамических расчетов системы Si-C-H-N при соотношении Si : C = 1 : (1,05 – 1,25)

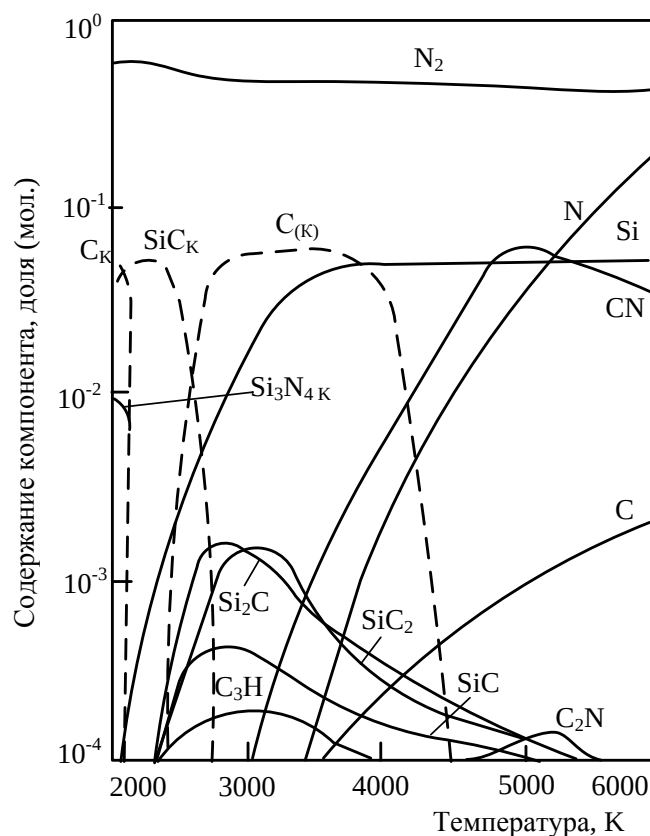


Рисунок 4 – Равновесный состав системы Si-C-N при соотношении компонентов Si : C : N = 1 : 1 : 20

УДК 621.74

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ АЛЮМИНИЕВЫЕ СПЛАВЫ ПОРШНЕВОЙ ГРУППЫ

КОЛОНАКОВ А.А., КУХАРЕНКО А.В., ДЕЕВ В.Б.,
СЕЛЯНИН И.Ф., ЕРУКАЕВ Д.В.

*ОАО «РУСАЛ-Новокузнецк»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Поршень является наиболее ответственной деталью в двигателе современного автомобиля. К поршню предъявляются следующие требования – легкость, прочность, способность выдерживать значительные механические нагрузки и тепловые удары, высокая износостойкость рабочих поверхностей, низкое трение при минимально возможном зазоре в цилиндре.

Также важным критерием является надежность двигателя и составляющих его частей. Если раньше ресурс двигателя до проведения капитального ремонта составлял около 100000 км, то сегодня он возрос до 250000 км. Причем конструкторы двигателей ставят себе задачи по увеличению ресурса

до 300000 км и выше. Для обеспечения этих условий необходимо разрабатывать новые сплавы поршневой группы.

Зарубежные технологии успешно справляются с возрастающими требованиями автомобильной промышленности. Поршневые сплавы марок FM B2 и FM S2N на сегодняшний день прекрасно отвечают поставленным задачам. Поршни, изготовленные из этих сплавов, по своим характеристикам на порядок выше отечественных поршней, произведенных из разработанных еще в 70-е годы XX века сплавов марок АК12М2МгН, АК12ММгН или АК10М2Н. Зарубежные аналоги меньше по размеру, легче, прочнее. Выдерживают гораздо большие механические и тепловые нагрузки, обладают очень высокой износостойкостью. По своей себестоимости они дороже из-за того, что при их получении применяется модифицирование ванадием, цирконием и фосфором не дешевое. Но это является вполне оправданным.

Стандартный поршень двигателя российского автомобиля ВАЗ, отлитый из сплава марки АК10М2Н, весит около 400 гр. Для выполнения тех же функций, поршень, отлитый из сплава FM B2, весит почти в два раза меньше. При этом его служебная эксплуатация будет в 2 – 3 раза дольше.

В основном это связано с тем, что зарубежные производители сплавов на основе алюминия ужесточают требования к их химическому составу. Уменьшают интервалы варьирования концентрации основных элементов и снижают содержание вредных примесей. Для примера, в сплаве FM B2 содержание элементов варьируется следующим образом: кремния – от 12,2 до 12,6 %; цинка – до 0,10 %; общая сумма кальция, натрия, стронция и лития должна быть не выше 0,0020 % (а каждый в отдельности из этих элементов не должен превышать 0,0005 %).

Согласно ГОСТ 1583-93, в сплаве марки АК12ММгН содержание кремния может составлять от 11 до 13 %; цинка – до 0,2 %, а концентрация кальция, лития, стронция и натрия вообще не учитывается, хотя негативное воздействие последних (при неконтролируемом их содержании) на структуру вполне доказано.

С учетом вышеперечисленного, российские конструкторы двигателей начали работы по улучшению качества сплавов, используемых для изготовления деталей двигателей. Так, на ОАО «АВТОВАЗ» в течении последнего времени проводятся работы по испытанию в качестве материала для поршней стандартного сплава марки АК10М2Н, модифицированного натрием. Кроме этого, было принято решение в этом сплаве поднять верхнюю границу содержания кремния, что должно увеличить усталостную прочность сплава и снизить значение термического коэффициента линейного расширения.

Технологи ОАО «УМЗ», совместно с технологами ОАО «РУСАЛ Новокузнецк» (производящим различные сплавы для российского автопрома), также начали проводить работу по улучшению эксплуатационных свойств поршневого сплава марки АК12ММгН.

Сплав АК12ММгН, в отличие от сплава АК10М2Н, имеет более широ-

кий интервал концентрации основных элементов и значительно большее содержание примесей, чем в сплаве АК10М2Н, поэтому на первоначальном этапе планируется уменьшить интервал изменения концентрации кремния и провести модифицирование сплава различными компонентами, с целью выявления оптимальных концентраций последних.

На рисунке 1 представлена микроструктура сплава АК12ММгН с химическим составом в соответствии с ГОСТ 1583-93, приготовленного на ОАО «РУСАЛ Новокузнецк» с использованием первичного алюминия марки А7, кристаллического кремния марки Кр 2, чушкового магния марки Мг90 и никеля по ГОСТ 849-97 марки Н-1 или Н-2. Основной структурной составляющей сплава являются дендриты алюминиевого твердого раствора и тонкомодифицированная эвтектика Si + (Al). Медно-никелевая фаза CuNiAl, образующая с алюминием эвтектику, встречается в виде пластин.

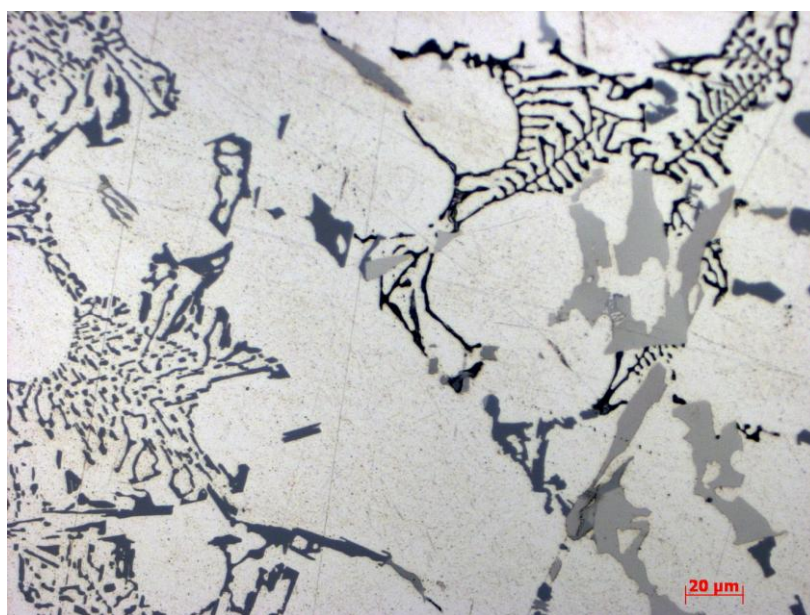


Рисунок 1 – Микроструктура сплава марки АК12ММгН (химический состав согласно ГОСТ 1583-93), х500

На рисунке 2 представлена микроструктура полученного на основе АК12ММгН сплава, приготовленного в аналогичных условиях (был уменьшен интервал изменения концентрации кремния с одновременным увеличением верхнего предела до 12, 4 %), но модифицированного натрием. Натрий вводили непосредственно в расплав в виде кальцинированной соды из расчета 30 кг соды на 1 т расплава. Видно, что микроструктура сплава содержит большое количество частиц первичного кремния, что характерно для заэвтектических силуминов.

По своим характеристикам полученный на основе АК12ММгН сплав (с увеличением верхнего предела по кремнию) имеет повышенную усталостную прочность, особенно при температуре 350 °С и выше. При этом увели-

чение содержания кремния способствовало повышению устойчивости к износу и задирам.

Полученный новый сплав по своим характеристикам полностью соответствует требованиям, предъявляемым к современным поршневым сплавам.

В настоящее время специалистами ОАО «РУСАЛ Новокузнецк» продолжаются комплексные исследования в направлении повышения качества поршневых сплавов.

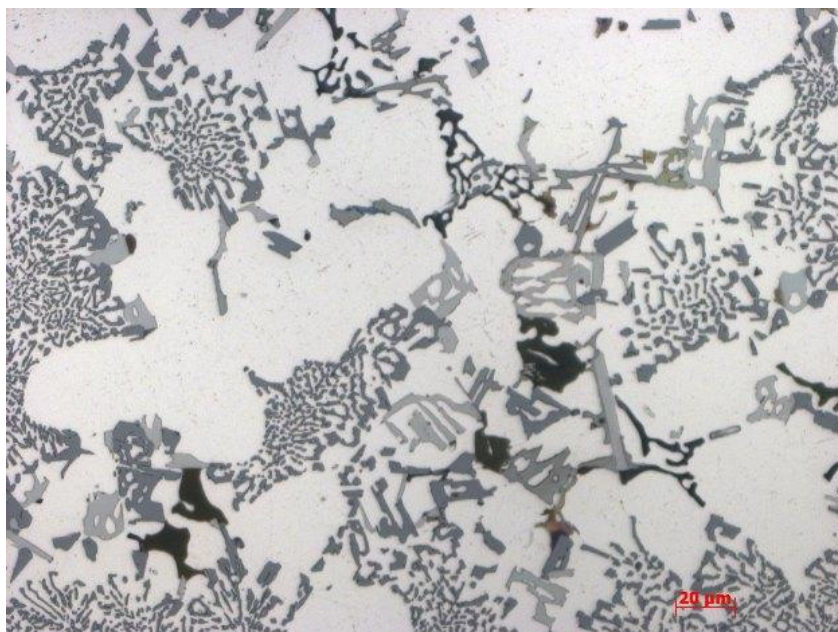


Рисунок 2 – Микроструктура сплава марки АК12ММгН, модифицированного натрием, х500

Вывод. Рассмотрены основные аспекты, связанные с требованием к качеству алюминиевых сплавов поршневой группы. В условиях ОАО «РУСАЛ Новокузнецк» показано, что перспективы представляет сплав АК12ММгН, на основе которого можно изготавливать другие поршневые сплавы с требуемым уровнем эксплуатационных свойств.

УДК 621.74

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ ЛИТЕЙНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

ДЕЕВ В.Б.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Процесс кристаллизации литейных сплавов в значительной степени определяет качество получаемых из них отливок. Вычисление некоторых

кристаллизационных параметров позволит судить об эффективности применяемых технологий получения сплавов, а также оптимизировать процессы обработки расплавов в процессе плавки и литья для повышения технологических и эксплуатационных свойств изделий.

В работе [1] была предложена математическая модель для расчета критического радиуса зародыша кристаллизации (r_k) и определения количества (n_0) данных зародышей в единице объема расплава.

Согласно модели, r_k и n_0 можно определить следующим образом:

$$r_K = \frac{3J \cdot \frac{\Delta W}{e} \cdot T_0}{\rho \cdot L} \left(\frac{\Delta T}{\Delta \tau} \right)^{-1}, \quad (1)$$

$$n_0 = \frac{N}{V_0} = \frac{3c \cdot \Delta T_{\text{пер}}}{4\pi \cdot L} \cdot \frac{1}{r_K^3}, \quad (2)$$

где J – импульс тока, который возникает при кристаллизации за счет перехода электронов с уровня ионизации свободного атома разупорядоченной зоны на уровень Ферми зародыша (кластера);

ρ – плотность;

L – удельная теплота кристаллизации расплава;

$\frac{\Delta W}{e}$ – скачок потенциала на границе кластера с разупорядоченной зоной;

T_0 – равновесная температура кристаллизации;

$\Delta \tau$ – интервал времени зародышеобразования;

$\frac{\Delta T}{\Delta \tau}$ – скорость охлаждения расплава в период зарождения кристаллов;

N – общее количество зародышей;

V_0 – объем расплава;

c – теплоемкость;

$\Delta T_{\text{пер}}$ – переохлаждение при фазовом переходе.

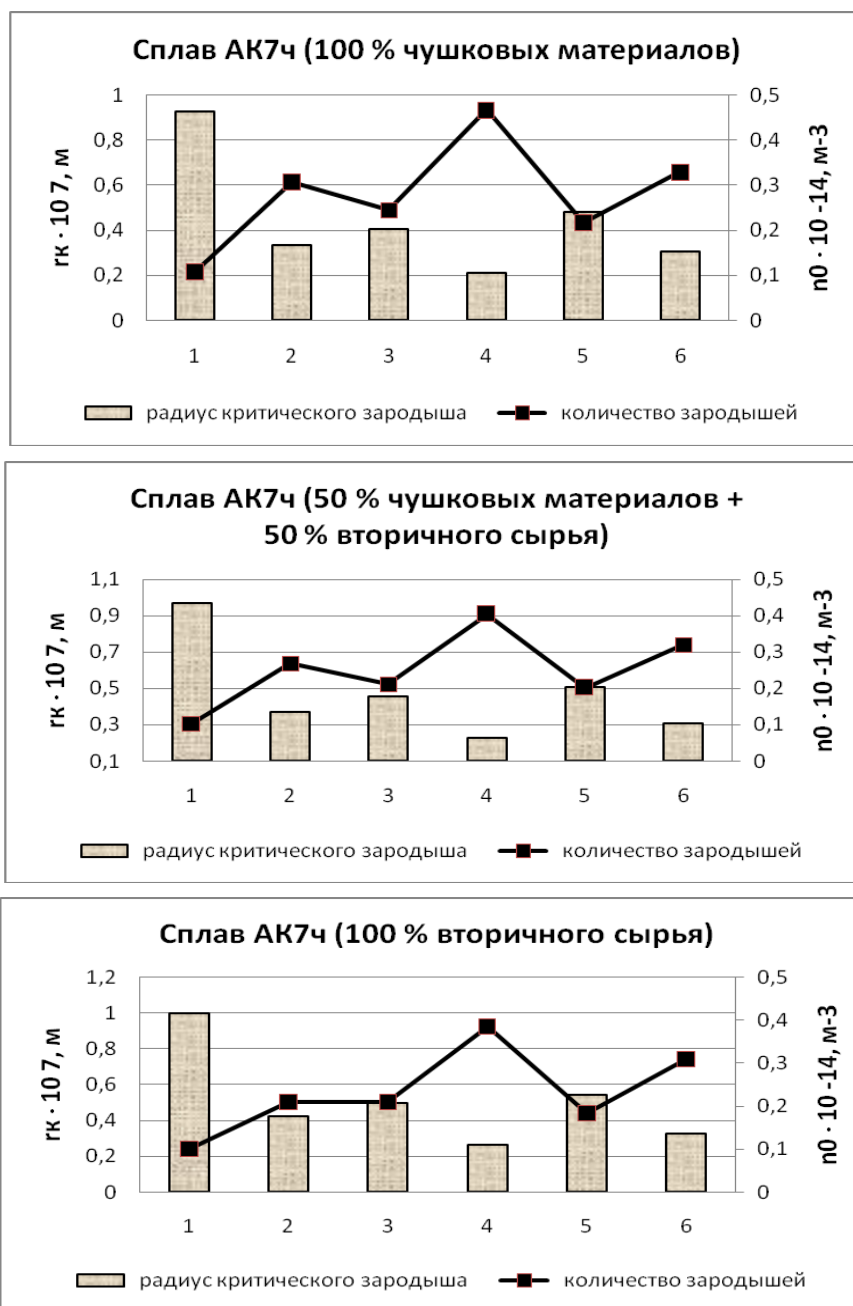
В дальнейшем по предлагаемой модели было разработано программное приложение [2].

Справочные данные по теплофизическим свойствам, необходимым для расчетов, заложены в базу данных. При расчете параметров кристаллизации учитывались экспериментальные значения переохлаждения расплава и интервала времени зародышеобразования, выявленные по кривым охлаждения.

В работе [3] был проведен расчет r_k и n_0 для сплавов АК7ч, АК5М2, АМ5. Результаты показали существенное влияние на процесс кристаллизации таких способов физических воздействий, как термовременная обработка (ТВО) и магнитное поле.

Большой интерес представляет изучение параметров r_k и n_0 в зависимости от качества применяемой шихты и различных способов физических воздействий на расплавы.

На рисунках 1, 2 представлены результаты расчетов с помощью программного приложения [2] для сплавов АК7ч, АК5М2, АМ5, полученных из различной шихты (образцы для исследования представляли из себя залитые в песчано-глинистые формы цилиндры длиной 300 мм и диам. 26 мм).

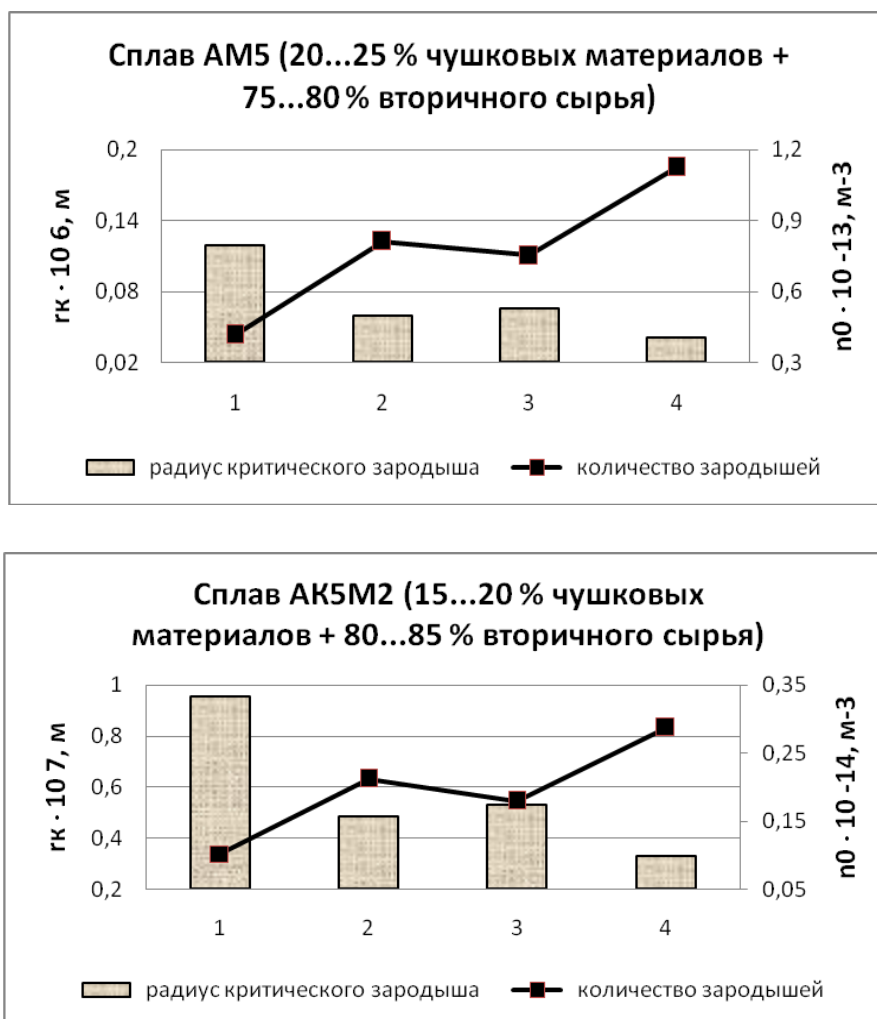


1 – исходный (без обработки); 2 – ТВО; 3 – магнитное поле; 4 – ТВО и магнитное поле; 5 – электрический ток; 6 – ТВО и электрический ток

Рисунок 1 – Результаты расчета параметров кристаллизации сплава АК7ч в зависимости от состава шихты и вариантов обработки расплава:

В качестве физических воздействий применяли термовременную обработку (сплав АК7ч: $T = 970 \dots 1000^\circ\text{C}$, $\tau = 7 \dots 10$ мин – для 100 % чушковых материалов в шихте; $T = 1000 \dots 1030^\circ\text{C}$, $\tau = 10 \dots 12$ мин – для 50...100 %

вторичного сырья в шихте; сплав АК5М2: $T = 970 \dots 990 \text{ }^{\circ}\text{C}$, $\tau = 8 \dots 10$ мин; сплав АМ5: $T = 950 \dots 970 \text{ }^{\circ}\text{C}$, $\tau = 7 \dots 10$ мин), магнитное поле при заливке ($B = 0,3 \dots 0,4$ Тл) согласно методике [4], электрический ток при кристаллизации ($j = 1,6 \cdot 10^5 \text{ А/м}^2$) [5], а также их комплексное воздействие.



1 – исходный (без обработки); 2 – ТВО; 3 – магнитное поле;
4 – ТВО и магнитное поле

Рисунок 2 – Результаты расчета параметров кристаллизации сплавов АМ5 и АК5М2 в зависимости от вариантов обработки расплава:

Результаты экспериментальных данных (ТА, ДТА) и расчетов (рисунки 1, 2) показали, что обработка расплавов физическими воздействиями (особенно в комплексе) приводит к увеличению интервала времени зародышеобразования, уменьшению r_k и увеличению n_0 . В результате в сплавах формируется мелкозернистая структура, что было подтверждено металлографическими исследованиями. Необходимо обратить внимание, что физические воздействия оказали более сильный модифицирующий эффект на сплавы из шихты с повышенным содержанием вторичного сырья.

Выводы: Предлагаемая методика расчета основных параметров кри-

сталлизации расплавов может быть успешно применима в производственных условиях при оценке эффективности технологий получения отливок с требуемым уровнем свойств.

Библиографический список

1. Прогнозирование процесса кристаллизации металлических расплавов для повышения качества литья / Деев В.Б., Селянин И.Ф., Цецорина С.А., Дмитриевская О.Е. // Вестник горно-металлургической секции РАЕН: сборник научных трудов. Вып. 25. – Москва-Новокузнецк: ГОУ ВПО «СибГИУ», 2010. С. 33–37.
2. Свидетельство РФ о государственной регистрации программ для ЭВМ № 2009613765. Расчет параметров кристаллизации расплава после обработки внешними воздействиями / В.Б. Деев, С.А. Цецорина, И.Ф. Селянин // Заявка № 2009612649. Приоритет 14 июля 2009 г.
3. Математическое моделирование процесса кристаллизации металлических расплавов после обработки внешними воздействиями / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, С.П. Мочалов и др. // Заготовительные производства в машиностроении. 2009. № 10. С. 3–5.
4. Цецорина С.А. Исследование влияния магнитного поля на свойства литейных алюминиевых сплавов и разработка ресурсосберегающей технологии их получения. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2008. 19 с.
5. Башмакова Н.В. Исследование влияния электрического тока на свойства алюминиевых сплавов с повышенным содержанием железа. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2007. 18 с.

УДК 681.532

ЧИСЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ САР ОБЪЕКТОВ С РЕЦИКЛОМ*

Мышляев Л.П., Циряпкина А.В., Пинаев К.В., Венгер К.Г.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Достаточно широко распространены в горной, теплоэнергетической, металлургической и других отраслях промышленности технологические процессы с рециклом (с внутренней положительной обратной связью), которые описываются моделями с запаздыванием в состояниях [1]. Синтез структуры алгоритмов регулирования возмущенным движением таких процессов осуществляется, как правило, эвристически, иногда применяются типовые законы регулирования, которые работоспособны только при определенных

* Работа выполнена в рамках проекта №2010-218-02-174 и поддержана Российским фондом фундаментальных исследований по проекту №08-07-00226-а.

соотношениях времени запаздывания в прямой цепи и в цепи рецикла. Количественные значения этих соотношений не определены, что затрудняет выбор алгоритмов регулирования при практической их реализации. Поэтому необходима выработка рекомендаций на условия применения типовых законов регулирования для объектов с рециклом. Такие рекомендации получены на основе численного моделирования. Задача моделирования поставлена следующим образом.

Дано:

1. Структура систем автоматического регулирования (САР) для объектов с рециклом [2] с типовым законом f регулирования (рисунок 1, а) и с модельной компенсацией цепи рецикла (рисунок 1, б).

2. Операторы САР.

– $\varphi_0(S) = \varphi_0^M(S) = \frac{k_0}{T_0 S + 1}$, $\varphi_r(S) = \varphi_r^M(S) = \frac{k_r}{T_r S + 1}$, где k_0, k_r – коэффициенты передачи, T_0, T_r – постоянные времени;

– $f(S)$ – пропорционально-интегральный закон регулирования,

– $f^3(S)$ – оператор «сдвиги».

3. Вариации отношения τ_r/τ_0 в диапазоне [1;45].

4. Критерий эффективности САР

$$q(t) = \frac{1}{T} \int_{t-1}^T |y^*(\theta) - y(\theta)| d\theta.$$

Требуется:

Определить область эффективной работы САР.

Переход от операторов $\varphi_0, \varphi_r, \varphi_{\tau_u}, \varphi_{\tau_0}, \varphi_{\tau_r}$ к рекуррентно-разностной форме сделан методом конечных разностей. Программирование осуществлено в системе Microsoft Office Excel.

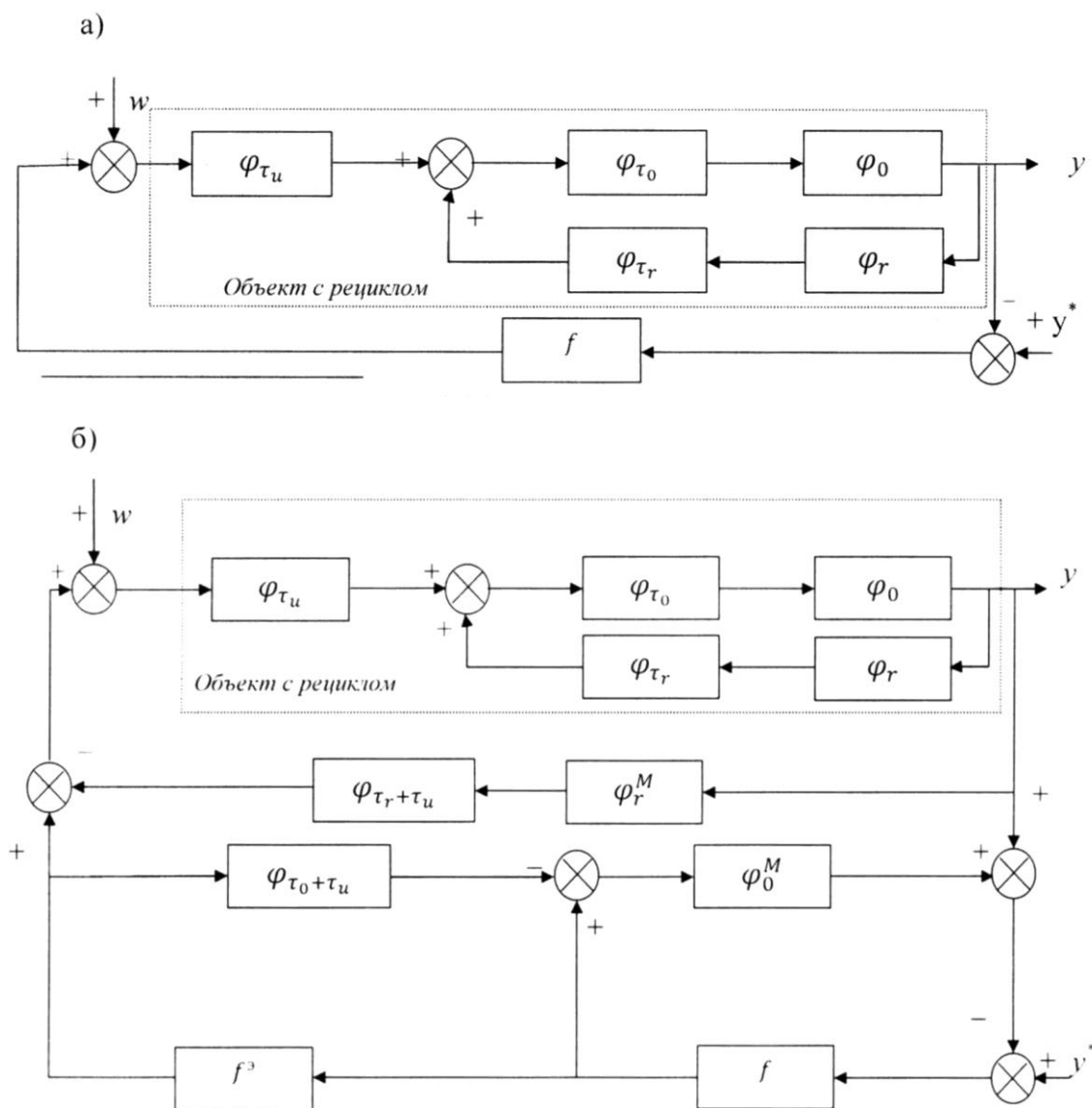
Результаты численных исследований при вариации соотношений τ_r/τ_0 представлены в таблице 1, из которой следуют выводы.

Таблица 1 – Критерий эффективности для САР с модельной компенсацией цепи рецикла и с типовым законом регулирования.

Соотношение τ_r/τ_0	Критерий эффективности	
	САР с модельной компенсацией цепи рецикла	САР с типовым законом регулирования
1	4,519328224	неустойчива
5	5,02014282	неустойчива
8	5,567312909	неустойчива
15	7,49727876	неустойчива
35	11,48356941	неустойчива
37	11,81750622	неустойчива
38	11,97611563	19,26116536
39	12,13007525	19,182834
45	12,98228365	18,78462023

1. САР с модельной компенсацией контура с рециклом остается устойчивой при любых соотношениях $\tau_r/\tau_0 \in [1; 45]$, в то время как САР с типовым законом регулирования становится устойчивой только при достижении τ_r/τ_0 величины 38;

2. Для устойчивых систем во всем исследуемом диапазоне соотношений τ_r/τ_0 САР с компенсацией контура рецикла превосходит по среднему модульному критерию САР с типовым законом регулирования не менее, чем в 1,5 раза.

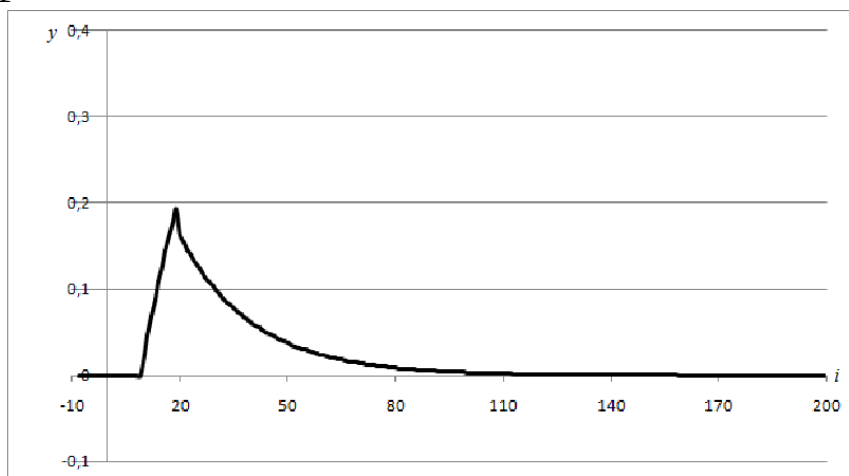


w, y, y^* – возмущающее, выходное и задающее воздействие;
 $\varphi_0, \varphi_{\tau}, \varphi_r$ – операторы объекта без учета запаздывания, запаздывания и цепи рецикла; f^3, f – операторы экстраполяции и закона регулирования; индексы означают: "M" – модельный; " τ_0 ", " τ_r ", " τ_u " – время запаздывания в прямой цепи объекта, в цепи рецикла и в управлении

Рисунок 1 – Структура САР с типовым законом f регулирования (а) и с модельной компенсацией цепи рецикла (б)

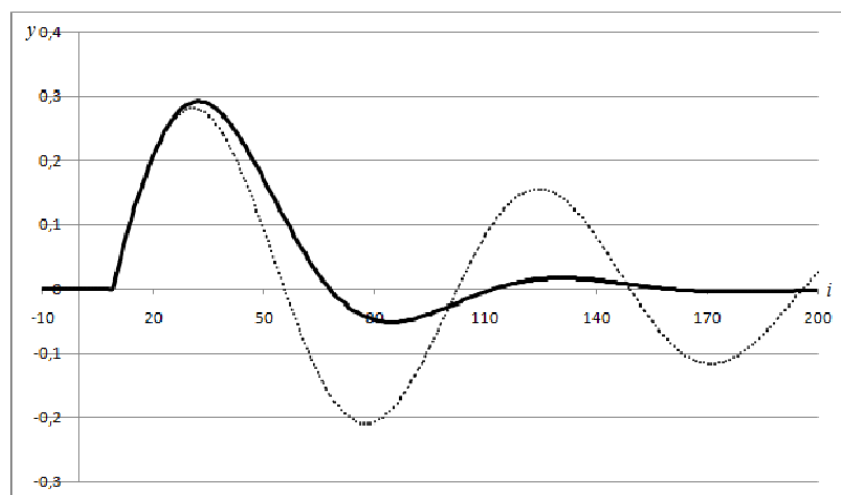
Для примера на рисунке 2 приведены переходные процессы САР для различных соотношений τ_r/τ_0 .

а) $\tau_r/\tau = 1$



САР (.....) неустойчива.

б) $\tau_r/\tau_0 = 38$



в) $\tau_r/\tau_0 = 45$

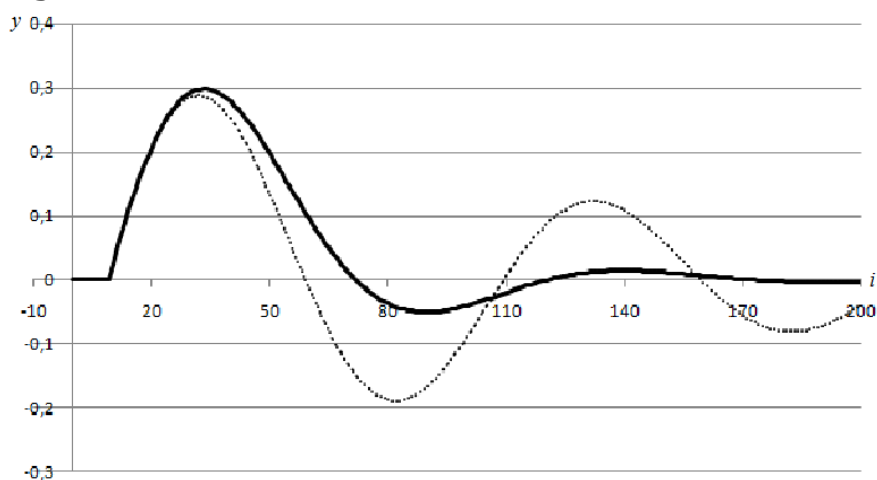


Рисунок 2 – Переходные процессы в САР с модельной компенсацией цепи рецикла (——) и с типовым законом регулирования (.....)

3. Дальнейшее совершенствование САР объектами с рециклом следует вести по направлениям.

– Получение дополнительной прямой или косвенной информации о состоянии (воздействиях) рецикла и последующим добавлением контура регулирования по возмущениям;

– Введение дополнительных корректирующих цепочек для компенсации неадекватности моделей.

Библиографический список

1. Рей У. Методы управления технологическими процессами / У. Рей. – М.: Мир, 1983. – 368 с.
2. Системы автоматизации на основе натурно-модельного подхода: Монография в 3-х т. Т.2: Системы автоматизации производственного назначения / Л.П. Мышляев, А.А. Ивушкин, Г.П. Сазыкин и др.; Под ред. Л.П. Мышляева. – Новосибирск: Наука, 2006. – 483 с.

УДК 658:004.7

О СТРАТЕГИЧЕСКОМ УПРАВЛЕНИИ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТЬЮ ИТ-ПРОВАЙДЕРА

Зимин В.В., Кулаков С.М., Зимин А.В.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Концепция жизненного цикла ИТ-сервиса [1] определяет в качестве основной цели стадии «Стратегия сервиса» конкурентоспособность ИТ-провайдера. Одним из необходимых условий достижения этой цели является соответствие стратегии ИТ-провайдера бизнес-стратегиям его клиентов (заказчиков), которые, в конечном счете, проявляются в создании новых или модификации имеющихся активов заказчиков [2] – единственных объектов применения ИТ-сервисов. Отсюда следует, что одна из важных задач для стадии «Стратегия ИТ-сервиса» состоит в поддержании соответствия портфеля сервисов ИТ-провайдера изменяющимся потребностям клиентов, то есть – в обеспечении необходимой продуктивности (производительности) новых или измененных активов клиентов посредством применения соответствующих ИТ-сервисов.

Дополнительным условием достижения конкурентного преимущества ИТ-провайдера является обеспечение необходимой продуктивности активов клиентов способами, не уступающими другим участникам рынка. Конкурентоспособность успешного поставщика сервисов опирается на взвешенное применение четырех стратегических компонентов [2] – перспективы, позиционирования, прототипирования и технологии работы.

Перспектива есть оптимальная рыночная область, определяющая где

и с кем конкурировать. Она должна быть ориентирована на потребности клиентов, активы которых могут функционировать при поддержке ИТ-сервисов провайдера.

Позиционирование (выбор отличительных способностей) – это форма стратегии, определяющая рыночную нишу поставщика сервисов в определенной перспективе области. К отличительным способностям относятся те, которые являются лучшими на ближайшую перспективу (ноу-хау) и которые трудно «скопировать» конкурирующим структурам. Позиционирование связано с определением ответов на следующие вопросы: конкурирует ли поставщик ИТ-сервисов на основе особой ценности или низкой стоимости, на основе специализированного, или широкого набора услуг? Специализируется ли на полезности сервисов [3], или на их применимости? На практике широко применяются три основных типа позиционирования, основанные на разнообразии, на потребностях, на доступе к активам. Первый тип позиционирования предполагает выбор ИТ-провайдером узкого специфического подмножества потребностей клиентов и удовлетворение их для многих клиентов. Этот тип позиционирования характерен для внешних ИТ-провайдеров [2]. Второй тип позиционирования связан с выбором узкого сегмента клиентов (в частности, единственного клиента) и удовлетворением всех их потребностей. Этот тип позиционирования характерен для провайдеров первого и второго типа [2]. Третий тип позиционирования сфокусирован на обслуживании клиентов со специфическими потребностями, связанными с географией их размещения, масштабом или структурой.

Прототипирование – форма стратегии, описывающая последовательное применение известных успешных решений и действий. Прототипы называют стратегиями в действии, так как они подтверждены многократным успехом на протяжении длительного времени. Стратегия в форме прототипирования – фундаментальный способ достижения конкурентоспособности. Прототипы являются общепризнанными результатами реализации форм стратегии-перспективы и стратегии-позиционирования. Совокупность применяемых прототипов обычно является частью отличительных способностей поставщика ИТ-сервисов.

Технология работы заключается в создании культурных и организационных преимуществ (эффективных ИТ-процессов), которые позволяют превосходить конкурирующие структуры в качестве функционирования.

На рисунке 1 показана общая схема формирования и актуализации ИТ-стратегии поставщика услуг, включающая три этапа.

На первом этапе производится стратегическая оценка внутренних и внешних факторов, и формулируются стратегические цели ИТ-провайдера. При этой оценке производительность активов заказчиков должна быть первостепенным объектом анализа. Кроме этого учитываются: отличительные компетенции ИТ-провайдера, бизнес-стратегия заказчика, критические факторы успеха, угрозы и благоприятные возможности.

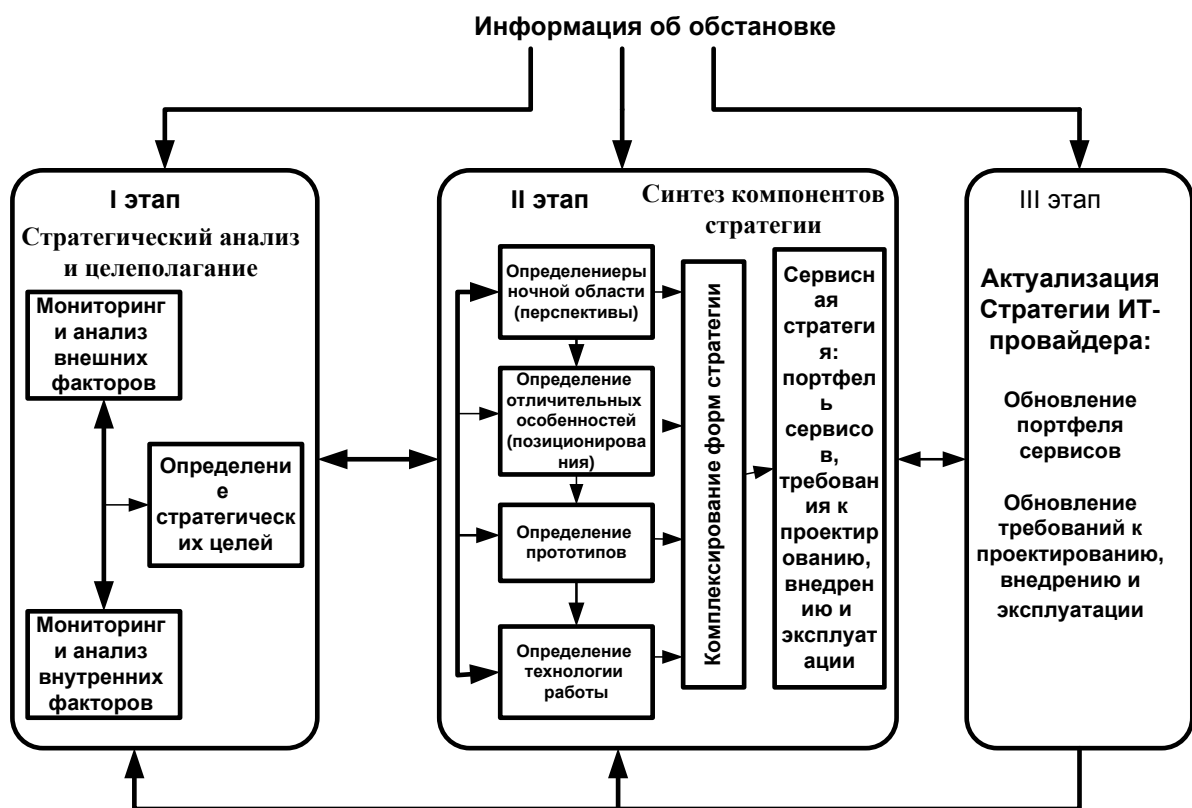


Рисунок 1 – Процедура формирования стратегии ТИ-провайдера

Проводимый анализ должен быть направлен на выявление выгод для заказчиков и ИТ-провайдера, включая:

- усиление возможностей заказчика (быстрая реализация изменений в ответ на запросы бизнеса);
- увеличение производительности активов заказчика (сокращение срока окупаемости активов);
- улучшение использования активов ИТ-провайдера (увеличение доступности ресурсов);
- уменьшение условно-постоянных затрат на бизнес-процессы;
- снижение операционных рисков из-за недостатка мощности ИТ-активов.

В результате проведенного анализа формулируются стратегические цели ИТ-провайдера.

На втором этапе, исходя из стратегических целей, посредством последовательного синтеза перспективы, позиционирования и применения прототипов формируется портфель сервисов, который выражает выбранную сервисную стратегию. Исходя из содержания портфеля, разрабатываются требования к ИТ-активам провайдера [4] других стадий жизненного цикла сервиса – проектирования, внедрения, эксплуатации и утилизации [3]. Для выполнения этих требований инициируются и реализуются необходимые проекты по приведению в соответствие сервисных активов ИТ-провайдера запрашиваемым потребностям заказчика. Сервисные активы создаются или

модифицируются исходя из достижения максимальной ценности для заказчиков, минимизации затрат и рисков для ИТ-провайдера.

Важнейшими характеристиками внешней обстановки, определяющим образом влияющими на конкурентоспособность стратегии, выраженной в портфеле ИТ-сервисов, являются критические факторы успеха (CFS) [2], которые определяются исходя из потребностей заказчика, бизнес-тенденций, измененной конкурентной и законодательной среды, поставщиков, стандартов, лучших промышленных практик (в бизнес-литературе этим факторам соответствуют понятия стратегических промышленных факторов (SIF)). Критические факторы успеха определяются с учетом следующих присущих им свойств:

- CFS выражены в терминах возможностей и ресурсов (т.е. в терминах ИТ-активов);
- CFS представляют собой определяющие факторы успеха ИТ-лидеров;
- CFS определяют уровень, достигнутый всей рыночной областью, а не отдельным ИТ-провайдером;
- CFS являются основными индикаторами ИТ-конкуренции в данной рыночной области;
- CFS изменяются со временем (состав показателей и их значения);
- достижение рыночных значений CFS обычно требует значительных инвестиций и времени.

Получение оценок CFS рыночной области является существенной составной частью стратегической деятельности. Динамичная природа рынков и бизнес-стратегий организаций требует периодического обновления множества CFS и регулярного оценивания их текущих значений. На рисунке 2 в двумерном пространстве критических факторов успеха показаны сегменты рыночной области с различной степенью конкурентоспособности ИТ-провайдеров.

Так, при низких значениях CFS, соответствующих нижнему левому углу рисунка 2, ИТ-провайдер не в состоянии конкурировать, так как большинство конкурентов превосходят его и ему трудно, или невозможно, найти заказчиков. Правому верхнему углу рисунка 2 соответствуют критические факторы успеха для лидирующих ИТ-провайдеров. Для того, чтобы быть конкурентоспособным, конкретному провайдеру надо достигнуть, по крайней мере, тех значений CFS, которые соответствуют срединной зоне рисунка 2.

На третьем этапе (рисунок 1) формирования стратегии решается задача актуализации стратегии в связи с постоянным изменением внешней и внутренней обстановки. В частности, вслед за изменением конкурентной среды, изменяется состав CFS и соответствующая конкурентоспособная область значений CFS, которая смещается со временем в направлении правого верхнего угла рисунка 2, побуждая конкретного ИТ-провайдера двигаться вместе с ней. Чтобы не утратить конкурентоспособность, ИТ-провайдер вы-

нужден регулярно инициировать проекты по модернизации своих активов в последовательные моменты времени $(t_m | m = 1, M)$ [4], соответствующие существенному снижению конкурентоспособности по отношению к заданному значению. Для этого необходимо разработать подходы и механизмы стратегического управления, в основу которых целесообразно положить процесс актуализации ИТ-стратегии с применением критических факторов успеха.



Рисунок 2 – Критические факторы успеха и конкурентная среда (двумерное представление)

Одним из таких механизмов, который опирается на концепцию формирования сбалансированной системы показателей организации [5] изложен ниже. Пусть $\{X_m | m = 1, M\}$ множество критических факторов успеха, $\overline{X}_m(t_i)$ - верхние, $\underline{X}_m(t_i)$ - нижние границы их значений для ИТ-рынка, а $X_m(t_i)$ - фактические значения показателей, достигнутые конкретным ИТ-провайдером. Анализ рисунка 3 показывает, что ИТ-провайдер при актуализации стратегии в момент времени t_{i-1} в качестве стратегических целей предпочел наращивать отличительные способности, соответствующие факторам X_3 и X_M с сопутствующим увеличением значений факторов X_2 , X_4 и X_{m+1} , и решил не предпринимать усилия по улучшению значений факторов X_1 , X_{m-1} , X_m . Изменение рыночной среды за период времени (t_{i-1}, t_i) привело к тому, что оценки нижних «рыночных» границ $\underline{X}_1(t_i)$ и $\underline{X}_{m-1}(t_i)$ значений факторов X_1 и X_{m-1} к моменту времени t_i , вопреки ожиданиям провайдера, вплотную придвинулись к фактическим значениям $X_1(t_i)$ и $X_{m-1}(t_i)$, и поставили под угрозу его общую конкурентоспособность. В тоже время, расчет провайдера на то, что рынок мало изменится в части фактора X_m , оказался верен. Оказа-

лись верны его оценки собственных возможностей закрепить отличительные способности в части факторов X_3 и X_m , по которым ему удалось закрепиться в лидерах рынка.

Множество факторов-показателей деятельности провайдера $\{X_m|m=1,M\}$ и фактические измеренные в момент t_i значения $Xm(t_i), m=1,M$, этих показателей характеризуют текущую рыночную эффективность функционирования основных активов провайдера и «качество» поддержки ИТ-сервисами активов заказчика – бизнес-сервисов и бизнес процессов.

Как показано в [5], сбалансированная система показателей (ССП) является одним из инструментов конкретизации, представления и реализации стратегии ИТ-провайдера. В связи с нарастанием скорости изменения (динамичности) конкурентной среды сокращается период действия актуализированной стратегии и, соответственно, усложняется решение задачи реализации обновленной стратегии. Именно для таких условий разработана методология ССП [], помогающая компаниям сформировать (актуализировать) и реализовать стратегию, в частности, стратегию ИТ-провайдеров. Методологии ССП, в частности, ориентирована на содействие успешной реализации стратегии, достижение единого понимания стратегии, достижение понимания связей между сбалансированными показателями, усиление процессно-ориентированного мышления, совершенствование процесса стратегического обучения, улучшение стратегической приоритезации проектов, улучшение внутрифирменной отчетности.

Методология ССП исходит из того, что ИТ-провайдер определяет свои отличительные способности на основе существенного улучшения значений отдельных критических факторов успеха. ИТ-провайдер, как правило, не может позволить себе стратегию, направленную на улучшение значений всего множества факторов $\{X_m|m=1,M\}$, так как его ресурсы и возможности ограничены. Выбор целевого подмножества $\{X_n|n=1,N\} \subset \{X_m|m=1,M\}$, $N < M$, как сферы приложения усилий, определяет стратегию ИТ-провайдера, сбалансированную со сложившейся рыночной обстановкой, его фактическим положением на рынке (рисунок 3) и его ресурсными возможностями.

Однако, для эффективной реализации стратегии, выбора целевого подмножества факторов $\{X_n|n=1,N\}$ недостаточно. ИТ-провайдеру необходимо определить, какие из целевых факторов являются базовыми факторами («стандартами конкуренции»), а какие – «потенциалами успеха» [5], то есть отличительными способностями. Пусть $\{X_n|n=1,N\} = \{X_6|6=1,N^6\} \cup \{X_p|p=1,N^p\}$, где X_6 – базовые факторы, а X_p – факторы-«потенциалы успеха». Для базовых факторов успеха необходимо принять решение о целевых значениях X_6^o , которые необходимо достигнуть, а значения X_p факторов-«потенциалов успеха» должны быть максимизированы на множестве доступных ресурсов и возможностей (выделенных для этой цели активов). С формальной точки зрения такая конкретизация стратегии соответствует

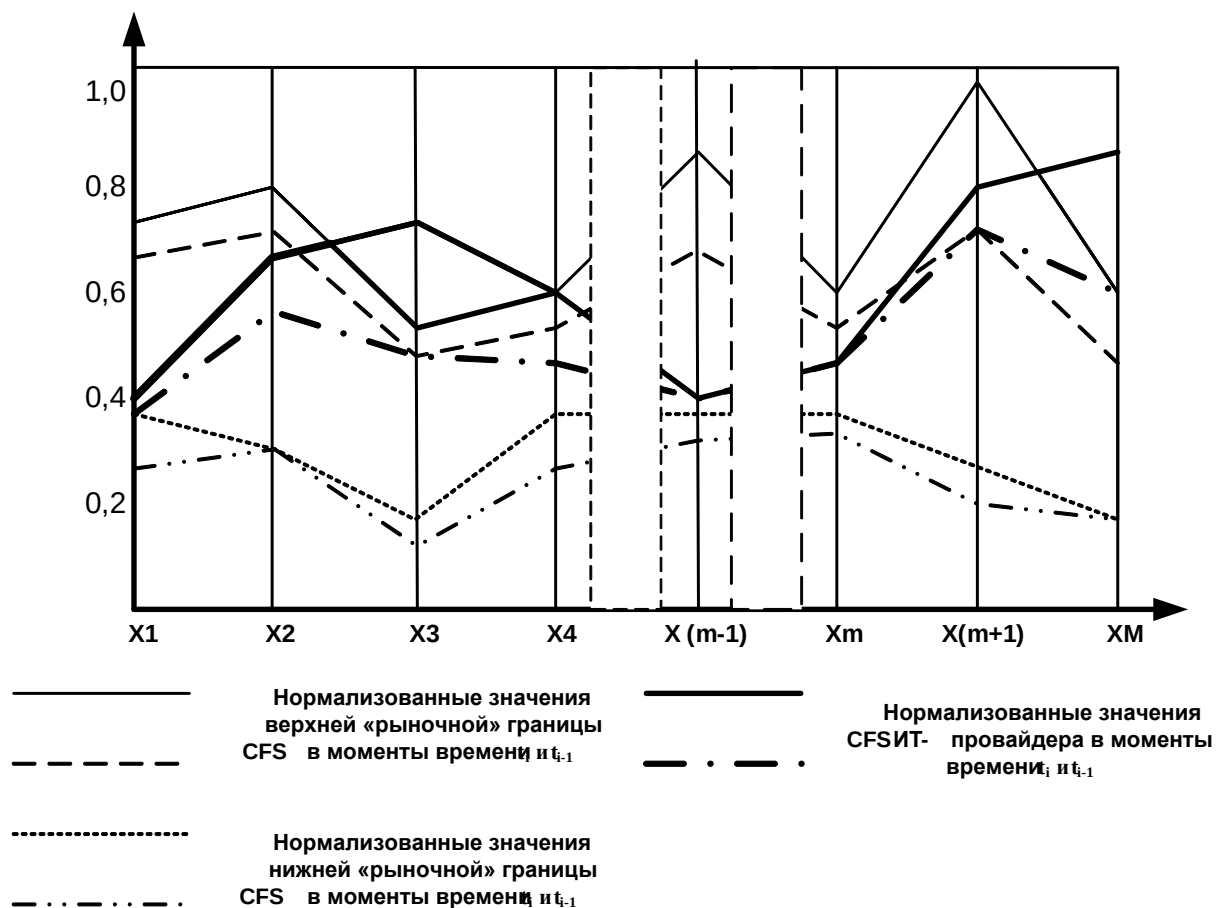


Рисунок 3 – Графическое представление критических показателей работы ИТ-провайдеров

формулированию задачи оптимизации, в которой критериями являются факторы-«потенциалы успеха» $\{X_p | p=1, N^p\}$, ограничениями – базовые факторы успеха $\{X_\delta | \delta=1, N^\delta\}$ с заданием соответствующих значений $X_\delta^o, \delta=1, N^\delta$, и ресурсы ИТ-провайдера, выделенные на реализацию стратегии. Чтобы формализовать постановку этой задачи введем дополнительные обозначения. Пусть $X_n, R_n(a_s)$ – значение фактора X_n , обеспечиваемое ресурсами $R_n(a_s) = \{r_n(a_s) | a_s \subset A_s\}$, где $r_n(a_s)$ – количество ресурса a_s , а A_s – множество видов ресурсов. Пусть также $R^o(a_s) = \{r^o(a_s) | a_s \subset A_s\}$ – доступные ресурсы ИТ-провайдера для реализации стратегии. Тогда конкретизация стратегии состоит в постановке и решении следующей задачи оптимизации:

$$\{X_p(R_p(a_s))\} \Rightarrow opt; p = 1, N^p$$

$$X_\delta, R_\delta(a_s) \geq X_\delta^o, \delta = 1, N^\delta$$

$$\sum_{p=1}^{N^p} r^p(a_s) + \sum_{\delta=1}^{N^\delta} r^\delta(a_s) \leq R^o(a_s), a_s \subset A_s.$$

Решением этой задачи являются ресурсы $R_n(a_s) = \{r_n(a_s) | a_s \subset A_s\}$ для каждого целевого показателя $X_n \subset \{X_n | n=1, N\}$, которые обеспечивают значения $X_{\delta}, \delta=1, N^{\delta}$ не хуже, чем заданные значения $X_{\delta}^0, \delta=1, N^{\delta}$ базовых факторов и максимизируют значения $X_p, p=1, N^p$ факторов-«потенциалов успеха» (отличительных способностей). Тогда реализации принятой стратегии заключается в нахождении решения сформулированной задачи и его исполнении.

Библиографический список

1. The Official Introduction to the ITIL Service Lifecycle, London: TSO 2007. – 173 p.
2. OGC-ITIL V3-1- Service Strategy, London TSO 2007. – 373 p.
3. Зимин В.В. Ситуационно-динамическое управление жизненным циклом ИТ-сервисов корпоративной информационной системы/ В.В. Зимин, С.М. Кулаков // Известия вузов. Черная металлургия, № 6 2010.
4. Зимин В.В. Активы ИТ-провайдера как объекты ситуационно-динамического управления / Кулаков С.М., Зимин А.В.// Известия вузов. Черная металлургия, № 2 2011 (в печати).
5. Внедрение сбалансированной системы показателей / Пер. с нем. – М.: Альпина Бизнес Букс, 2005. – 478 с.

УДК 658:004.7

ФУНКЦИОНАЛЬНАЯ СТРУКТУРИЗАЦИЯ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПОРТФЕЛЕМ ИТ-СЕРВИСОВ

Зимин В.В., Кулаков С.М., Зимин А.В.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Портфель ИТ-сервисов (ПС) представляет собой результат сформированной и актуализированной стратегии ИТ-провайдера [1]. В нем отражены обязательства и инвестиции провайдера:

- текущие контрактные обязательства (каталог сервисов);
- разрабатываемые и изменяемые сервисы (инвестиционный раздел портфеля сервисов).

В каталоге наряду с собственными сервисами провайдера обычно представлены сервисы сторонних фирм, которые являются компонентами предлагаемых заказчикам сервисов. Портфель сервисов (ПС) также содержит информацию об изменениях текущего статуса каждого сервиса и описание всех ИТ-компонентов, которые являются составляющими сервисов на различных стадиях их жизненного цикла (ЖЦ). Каталог сервисов обеспечивает возврат затрат и получение прибыли, для чего портфель должен иметь

рациональное соотношение разрабатываемых и каталожных сервисов.

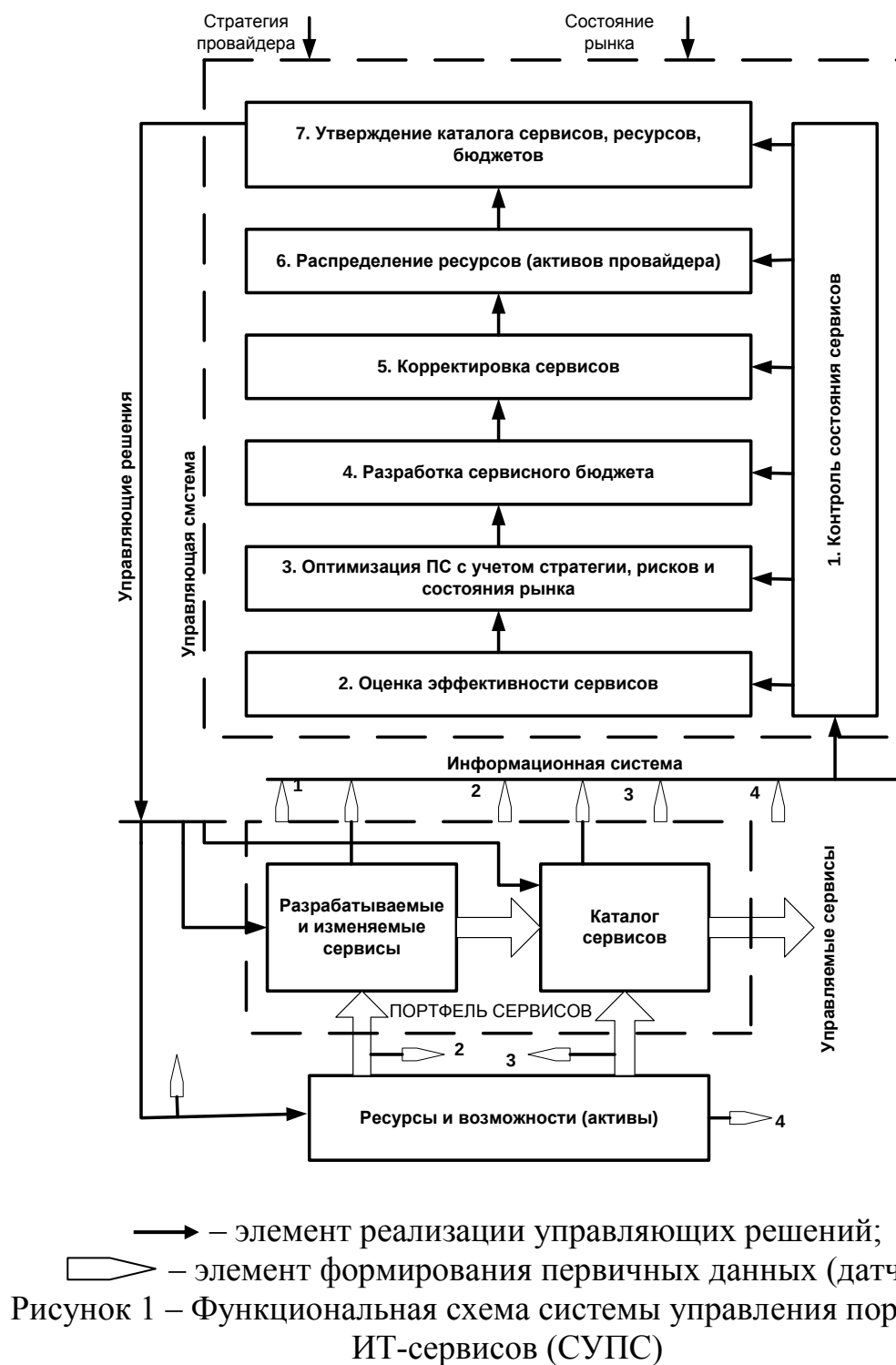
Портфель сервисов (ПС) - одна из жизненно важных и зачастую недостающих или недооцениваемых конструкций для управления стратегий обслуживания и инвестициями. ИТ-менеджеры формируют инвестиционный портфель сервисов (ИПС), основываясь на оценке рисков, связанных с клиентами и ожидаемым набором выгод. При этом основная цель формирования ИПС состоит в максимизации прибыли от инвестиций в ИТ-сервисы и их компоненты при приемлемом уровне риска. Между задачей управления портфелем сервисов и задачей управления портфелем проектов имеется не много фундаментальных различий. ИТ-менеджеры сегодня не придают должного значения портфелю сервисов и недостаточно используют его для управления другими активами [2].

Регенерация (обновление) портфеля сервисов обусловлена изменением внутренней обстановки в организации-провайдере, а также изменением рынков, которые лишают законной силы прогнозные расчеты возврата инвестиций, в результате чего некоторые услуги становятся не рентабельными [2]. Из-за этого могут происходить такие события, как слияние и приобретение компаний, аутсорсинг, лишение собственности, изменения в законодательстве и др. ИТ-менеджеры должны отслеживать ситуации, осуществляя мониторинг, переоценивать и корректировать инвестиции, реагируя на потребности бизнеса. Причем не обязательно стремиться к такому положению, чтобы все сервисы обладали низким риском или высоким возвратом инвестиций. Целесообразно сформировать эффективный портфель с компромиссными уровнями рентабельности (ROI) и риска.

Современное управление портфелем сервисов (ПС) понимается как динамичный, итеративный процесс, включающий следующие этапы (рисунок 1): контроль сервисов, оптимизация портфеля сервисов с распределением бюджета, корректировка сервисов, утверждение портфеля сервисов и распределенных ресурсов.

Контроль сервисов предполагает сбор, анализ и актуализацию данных обо всех ИТ-услугах, в том числе данных для оценки текущей экономической обоснованности сервиса, включающей сравнение сложившихся затрат на сервис и его текущей рыночной стоимости. Разные ИТ-сервисы и их компоненты характеризуются, как правило, различным временем обновления (оптимизации), которое обусловлено изменениями конкурентной или пользовательской среды, а также внутренней обстановки в организации-провайдере. Действующий портфель сервисов должен выражать собой актуальную стратегию ИТ-провайдера. Поэтому процесс управления портфелем сервисов предусматривает определенные механизмы принятия стратегических решений по изменению содержания портфеля на основе актуализированной информации. Механизм предусматривает применение различных критериев для оценки решений о выборе момента времени актуализации портфеля сервисов и определения размера инвестиций в конкретные сервисы. Примером такого критерия является отношение доходности сервиса к

полным затратам на его функционирование. При этом критерии правило принятия решения можно сформулировать так: *если отношение дохода от сервиса (подмножества сервисов) к затратам на сервис (подмножество сервисов) меньше или равно единице, то необходимо рассмотреть вопрос о целесообразности сохранения сервиса (подмножества сервисов) в портфеле. В противном случае следует рассмотреть вопрос об инвестициях в сервис (подмножество сервисов).*



Подчеркнем, что экономический показатель не является единственным критерием, на основе которого принимаются решения об обновлении портфеля сервисов. К другим показателям могут и должны быть отнесены: императивы миссии организации, достигнутые соглашения, наметившиеся тенденции, неосязаемые выгоды, стратегическая или деловая полезность, социальные обязательства, внедрение инноваций.

Оптимизация портфеля сервисов – это этап, на котором реализуются стратегические инициативы ИТ-провайдера. В основу процедуры оптимизации портфеля сервисов положены все формы стратегии, разработанные и принятые ИТ-провайдером: перспектива, позиционирование, прототипирование и технология работы [1]. ИТ-менеджеры вынуждены учитывать ограниченность ресурсов, а также последствия, к которым приводит реализация рискованных событий. Учет этих факторов необходим для обоснования инвестиций в решения и инициативы с приемлемыми уровнями риска и выгоды. Эти инициативы могут быть связаны с бизнес-функциями заказчиков и охватывать короткие, средние и длительные периоды времени. При этом расчетные значения инвестиций для каждого сервиса должны быть соразмерны с уровнем риска. В результате оптимизации формируется «сервисный» бюджет, который распределяется по трем стратегическими разделам:

- Операционная поддержка бизнеса (RTB). Инвестиции RTB сосредоточены на оптимизации полезности и применимости эксплуатируемых сервисов и процессов их поддержки (основные вложения).

- Расширение бизнеса (GTB). Инвестиции GTB предназначены для расширения области оказания услуг в существующих рыночных секторах (вложения в расширение).

- Преобразование бизнеса (TTB). Инвестиции TTB связаны с освоением новых рынков (рискованные вложения).

Определяя объемы финансирования перечисленных разделов бюджета, ИТ-руководители подтверждают приемлемость соответствующих рисков для портфеля сервисов. Преобладание бюджета RTB говорит о том, что ИТ-провайдер является затратным центром, а в случае преобладания бюджета TTB – инвестиционным центром.

Корректировка сервисов. Выполнение этапов контроля, оценки эффективности и оптимизации портфеля сервисов приводит к определению содержания портфеля сервисов ИТ-провайдера, обусловленному бюджетами GTB и TTB. Для приведения эксплуатируемых сервисов в соответствие актуализированной стратегии (бюджет RTB), выполняется процедура корректировки сервисов, в результате которой сервисы, как правило, распределяются по пяти категориям:

- Сохраняемые в каталоге сервисов – это сервисы, которые хорошо определены (с четкими активами, процессами и границами применимости), и соответствуют стратегии организации.

- Подлежащие замене – сервисы с неясными функциональными возможностями, не полностью покрывающие бизнес потребности.

– Рационализируемые – те сервисы, у которых провайдер обнаружил недостатки, например, они функционируют на различных версиях одной операционной системы, или имеют множество версий одного и того же программного обеспечения, или реализованы на устаревшей технике или программном обеспечении.

– Подвергаемые перефакторингу - сервисы, которые удовлетворяют техническим и функциональным критериям организации, но имеют нечеткие границы применимости. Примером может быть операция аутентификации, которая включена в состав основного сервиса и требует перевода в разряд вспомогательных сервисов. В таких случаях обслуживание может быть подвергнуто перефакторингу, чтобы отделить ядро основных функциональных возможностей от вспомогательных.

– Удаляемые – ИТ-сервисы, которые не удовлетворяют минимальным уровням технической и функциональной полезности и применимости.

Утверждение сервисов сопровождается формированием перечня управляющих воздействий для систем управления (СУ) стадиями жизненного цикла (рисунок 2).

Управляющие решения включают два компонента: подмножество ИТ-сервисов и раздел бюджета, соответствующий этому подмножеству. Бюджетное распределение ИТ-активов должно обеспечивать проведение в жизнь принятых решений. Для стадии «Проектирование сервиса» базовым управляющим воздействием, связанным с ПС, является утвержденное множество новых сервисов с соответствующими бюджетами GTB и TTB. Для стадии «Внедрение сервиса», в область определения которой входит процесс «Управление изменениями», базовым управляющим воздействием будет утвержденное множество подлежащих замене, рационализации и перефакторингу сервисов с соответствующим разделом бюджета RTB. Сохраняемые и удаляемые сервисы с соответствующими разделами бюджета RTB являются базовыми управляющими воздействиями для стадий «Эксплуатация сервисов» и «Вывод сервиса из эксплуатации».

Согласно методологии ITIL [1] наиболее эффективным способом управления ИТ-сервисами является управление через структуру их жизненного цикла. Портфель сервисов является тем инструментом, который позволяет осуществить такое управление (рисунок 2).

Кроме того:

1. Портфель сервисов описывает бизнес-потребности и предложения поставщика ИТ-сервисов по удовлетворению этих потребностей.

2. Бизнес-результаты, получаемые с помощью ИТ-сервиса, оцениваются в терминах, соответствующих рыночной ценности, обеспечивая тем самым средство для сравнения конкурентоспособности обслуживания с альтернативными ИТ-провайдерами.

3. Портфель сервисов содержит информацию об изменениях текущего статуса сервиса во времени, а также описание всех ресурсов, которые используются при эволюции сервиса по стадиям ЖЦ.

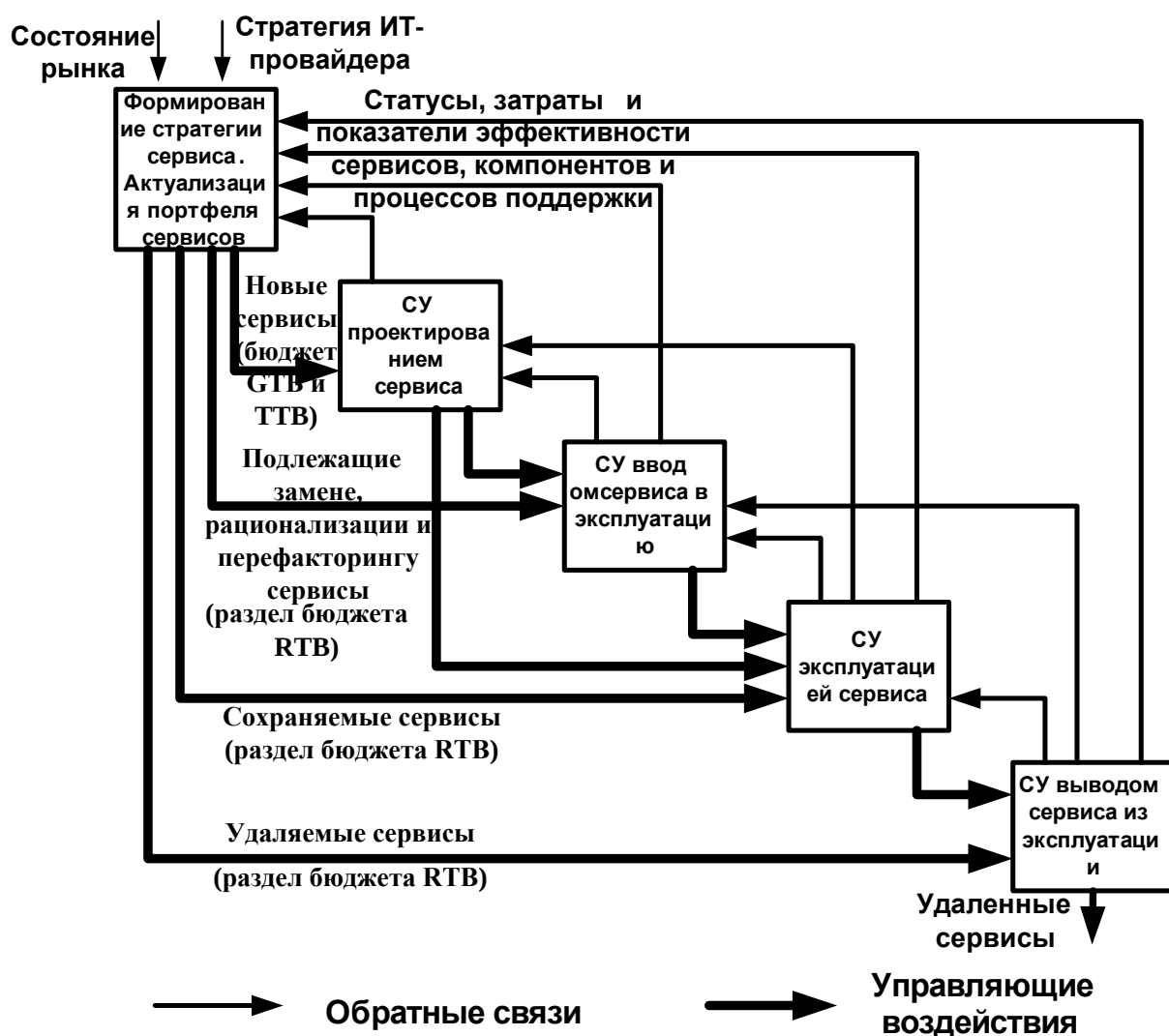


Рисунок 2 – Взаимосвязи портфеля сервисов со стадиями жизненного цикла

В таблице 1 приведены некоторые статусы сервиса, соответствующие различным стадиям жизненного цикла и краткие описания статусов.

Множество возможных статусов сервиса зависит от степени зрелости процессов ИТ-провайдера и по мере совершенствования процессов оно модифицируется, соответственно изменяется и структура бюджетов.

При управлении портфелем сервисов клиентам и пользователям разрешен доступ к тем сервисам, которые имеют статус «ввод в эксплуатацию» и «эксплуатация», то есть к тем сервисам, которые содержатся в каталоге сервисов. Персонал, выполняющий работы стадий стратегии и проектирования сервиса, нуждается в доступе ко всей информации портфеля сервисов, так же, как и к другим важным разделам, таким, например, как управление изменениями. Персонал ИТ-провайдера, в зависимости от выполняемых ролей в процессах, имеет доступ к разной информации портфеля сервисов.

Сервисы, статус которых не равен значениям «ввод в эксплуатацию» и

«эксплуатация», образуют подмножество разрабатываемых сервисов портфеля. Информация о статусе этих сервисов используется для контроля управления процессами преимущественно на стадиях стратегии и проектирования сервиса (как основание для работ по определению, анализу, установлению приоритетов). Эта информация является также входной для процессов стадии ввода в эксплуатацию сервиса. Процесс управления портфелем сервисов должен поддерживать в актуальном состоянии всю содержащуюся в портфеле информацию. При выполнении этого условия портфель сервисов может служить интегрирующей основой для процессов всех стадий ЖЦС.

Таблица 1 – Примеры статусов ИТ-сервиса для стадий его жизненного цикла

Стратегия	Проектирование	Ввод в эксплуатацию	Эксплуатация	Вывод из эксплуатации
■ «Требования» – отражает сбор и идентификацию требований бизнеса и ИТ-подразделений к сервису. ■ «Определение SLR¹» – соответствует структурированию и документированию требований в SLR. ■ «Анализ» – соответствует проведению приоритизации требований. ■ «Согласование» – соответствует согласованию требований с заинтересованными участниками.	■ «Утверждение» – соответствует выделению ресурсов (бюджетированию) для реализации требований. ■ «Проектирование» – соответствует выбору модели поставки сервиса и/или его компонентов. ■ «Разработка» – соответствует разработке сервиса и/или его компонентов.	■ «Сборка» – соответствует сборке сервиса и/или составляющих его компонентов в релизы. ■ «Тестирование» – соответствует этапу тестирования сервиса и/или его компонентов. ■ «Ввод в эксплуатацию» – все компоненты, образующие сервис развертываются в продуктивной среде.	■ «Эксплуатация» – сервис (все составляющие сервис компоненты) доступны для эксплуатации.	■ «Удаление» – сервис и составляющие его компоненты удаляются из продуктивной среды и систем управления.

1 --SLR – требования к качеству сервиса.

Очевидно, что различные ИТ-компоненты сервиса могут иметь различные статусы в один момент времени, так как иначе портфель сервисов не сможет поддерживать итеративный процесс разработки. Каждый ИТ-провайдер должен тщательно проектировать портфель сервисов, его содержание и организацию доступа к нему. Структура портфеля сервисов, в частности, включает следующие атрибуты: название сервиса, описание сервиса, статус сервиса, классификация сервиса и его критичность, используемые приложения, данные и/или схема используемых данных, поддерживаемые бизнес-процессы, владельцы бизнес-процессов, пользователи, ИТ-владельцы, уровни обслуживания, поддерживающие сервисы, поддерживающие активы, зависимые сервисы, поддерживающие контракты и соглашения, затраты на сервис, плата за обслуживание, доход от сервиса, метрики сервиса.

Портфель сервисов, как главный источник информации о потребностях бизнеса и предоставляемых ИТ-сервисах, должен тщательно разрабатываться, чтобы обеспечить необходимой информацией всех его пользователей. Поэтому проектирование портфеля сервисов и процесса управления им следует рассматривать как самостоятельную проектную работу.

Эффективность процесса управления портфелем сервисов основывается также на регулярной обратной связи от каждой последующей стадией ЖЦС (рисунок 2). Обратная связь обеспечивает:

- получение информации о фактических статусах, затратах и показателях эффективности сервисов, компонентов и процессов поддержки;
- своевременное принятие решений по оптимизации (регенерации) портфеля сервисов, исходя из потребностей бизнеса и собственной выгоды.

Выводы: Описана функциональная схема системы управления портфелем ИТ-сервисов (СУПС), в основу которой положена методология Information Technology Service Management (ITSM). СУПС позволяет ИТ-провайдеру формировать и актуализировать портфель сервисов (ПС) посредством процедур и механизмов, опирающихся на ИТ-стратегию, выбранную провайдером. Новый (актуализированный) портфель сервисов (ПС) обеспечивает формирование управляющих решений для стадий жизненного цикла сервисов в виде двух компонентов – подмножеств ИТ-сервисов и раздела бюджета, соответствующего этому подмножеству. Эти решения имеют целью эффективную реализацию принятой стратегии. Изложенные схема СУПС и механизм формирования управляющих воздействий для стадий жизненного цикла сервисов обеспечивает высокое качество формируемой стратегии и обеспечивает ее реализацию в условиях меняющейся внешней и внутренней обстановки.

Библиографический список

1. OGC-ITIL V3-1- Service Strategy, London TSO 2007. – 373p.
4. Зимин В.В. Активы ИТ-провайдера как объекты ситуационно-динамического управления / Кулаков С.М., Зимин А.В. // Известия вузов. Черная металлургия, № 2 2011 (в печати).

УДК 681.532

ВЕСОИЗМЕРИТЕЛЬНЫЕ СИСТЕМЫ СО ВСТРОЕННЫМИ МЕТРОЛОГИЧЕСКИМИ БЛОКАМИ

Гулевич Т.М., Андрианов О.Н., Логинов В.В., Морозов П.А.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Повышение качества продукции и учета экономических показателей металлургического производства требует дальнейшего совершенствования

систем взвешивания и дозирования, в том числе повышения гибкости и расширения их функциональных возможностей.

Использование традиционных периодических поверок и испытаний весоизмерительных систем не обеспечивает требуемую точность и достоверность измерения на современном этапе развития производства.

Автоматизация и механизация трудоемких метрологических испытаний, применение специализированных контрольно-измерительных робототехнических средств позволили бы в большей мере повысить эффективность процессов настроечных и поверочных работ, сократить использование контрольного технологического оборудования, обеспечить единообразие в проведении метрологической аттестации систем, фиксации и обработки результатов.

Разработан новый класс многовариантных идентификационно-тестовых систем технологических измерений со встроенными метрологическими блоками, которые за счет оперативного оценивания фактических градуировочных характеристик измерительных преобразователей и систем при реализации специальных тестовых воздействий в действующих измерительных системах позволяют обеспечить формирование требуемого количества и качества измерительной информации.

Предлагаются новые способы, алгоритмы, компьютерные программы и изобретения, которые могут быть использованы в любой области для точного взвешивания и дозирования твердых и жидких сред в диапазонах измерения порядка нескольких единиц, десятков, сотен и даже тысяч тонн, а также для измерения больших и сверхбольших усилий. Разработки позволяют полностью автоматизировать процессы поверки, испытаний и коррекции средств измерений в рабочих или специально формируемых исследовательских режимах.

Методической основой инновационных технологий в области автоматизированных систем технологических измерений в металлургии являются научные разработки в рамках концепций натурно-модельного подхода, восстановительно-прогнозирующей алгоритмизации [1] и тестовых методов измерения [2].

Автоматизированные системы технологических измерений со встроенными метрологическими блоками принципиально отличаются от традиционных систем измерения тем, что наряду с известными метрологическими воздействиями (как правило, на уровне образцовых воздействий и сигналов непосредственно на входы базовых измерительных средств) вырабатываются специальные ограничения и метрологические формирующие воздействия (тестовые, индикаторные, развертывающие и т.п.) непосредственно на объекты измерения (на процесс формирования измеряемых величин). В составе рассматриваемой системы предусматриваются гибкие динамические метрологические блоки, реализующие многовариантные методы и способы измерения с дельта-замещением рабочей средой образцовых мер «в малом» и дельта-тестированием (нанесением пробных воздействий «в малом» на объ-

екты измерений); фильтры и устройства помехозащищенной обработки динамических сигналов измерительной информации с использованием аппарата многовариантного робастного оценивания; метрологические блоки для оперативного определения статических и динамических метрологических характеристик средств измерений с использованием комплексных многовариантных процедур активной, пассивной и комбинированной идентификации. На основе этих решений разработаны весодозирующие системы с гибкими динамическими метрологическими блоками, которые предназначены для оперативного определения метрологических характеристик и коррекции погрешностей систем с учетом прогнозируемых градуировочных характеристик; итерационного уточнения рациональных требований по объему и периодичности метрологического обслуживания систем; выработки регулирующих воздействий и реализации их за счет сопряжения блоков с приобъектными преобразовательными звеньями с помощью перестраиваемых переходных модулей в электромеханическом и электронном исполнении с микропроцессорными контроллерами.

Испытание предлагаемых вариантов системы со встроенными метрологическими блоками проводилось на базе разработанного учебно-исследовательского комплекса «ДОЗА», схема которой представлена на рисунке 1, представляющего собой действующую физическую модель системы порционного дозирования с тестовым нагружением и прямым цифровым управлением от промышленного контроллера SIMATIC S7-400 и ПК, интерфейса (рисунок 2), реализованного в WINCC 6.0 с визуализацией динамики процесса дозирования и результатов измерения. Комплекс предназначен для изучения и освоения традиционных и тестовых методов измерения массы, практических приемов настройки алгоритмов и технических средств в аналого-цифровых весодозирующих системах [3], а также для проведения НИР научного и производственного назначения.

Алгоритмическое обеспечение комплекса составляют помехозащищенные алгоритмы: считывания, многовариантного усреднения и сжатия последовательностей цифровых отсчетов с проверкой достоверности, контролем неустойчивости считывания; выделения информативных участков СИИ, типов «полочки» и прямоугольного импульса (при пульсирующем тестировании); определения реакции сигнала на тест; многовариантного восстановления явных и неявных градуировочных характеристик и определения значений массы набираемого материала, а также алгоритмы выработки управляющих команд в соответствии с реализуемым методом и функцией дозирования.

Программное обеспечение комплекса «ДОЗА» позволяет оператору с помощью меню задавать режимы управления процессом дозирования и тестирования, применять различные варианты методов и способов повышения точности измерения, а также отображать многовариантные результаты исследования.

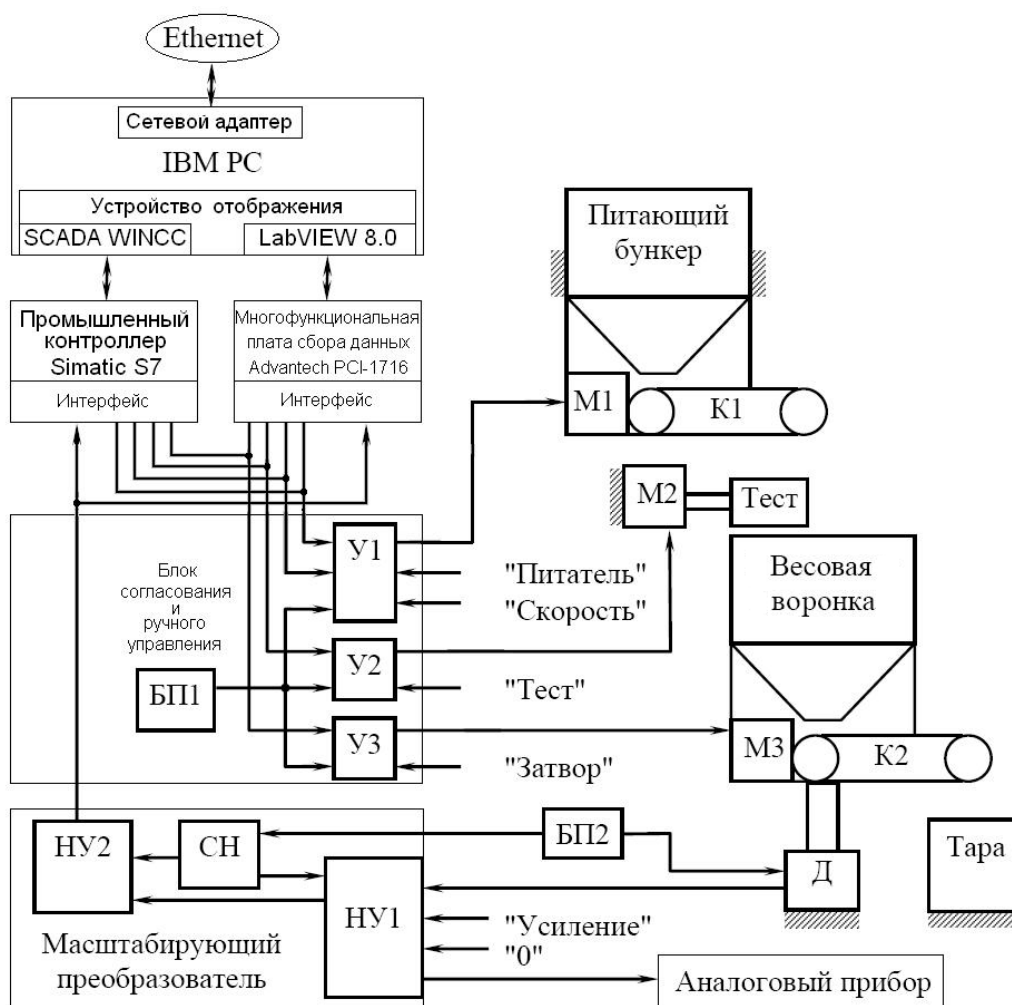


Рисунок 1 – Техническая структура комплекса «Доза»

Эффективность автоматизированных весоизмерительных систем со встроенными метрологическими блоками подтверждена в ходе проведения опытно промышленных испытаний в системах взвешивания и дозирования шихтовых материалов в доменных, сталеплавильных и других технологических агрегатов. Источниками эффективности практического использования предлагаемых разработок являются: достижение реальной конкурентоспособности весоизмерительных и силовонагружающих систем за счет их перспективного методического, алгоритмического и программного обеспечения на базе научных достижений в теории активной многовариантной идентификации нестационарных объектов; уменьшение ошибок измерения и дозирования масс в 2 – 5 раз, за счет чего возможна экономия материалов и энергозатрат в диапазоне от 0,5 % до 10 %; быстрое накопление достоверной информации фактических характеристик весоизмерительных систем; снижение энерго- и материалоемкости поверочных нагружающих механизмов и компактное их построение; уменьшение трудовых затрат и повышение квалификации персонала, обслуживающего весоизмерительные системы.



Рисунок 2 – Интерфейс программы «Доза»

Библиографический список

1. Авдеев В.П., Кустов Б.А., Мышляев Л.П. Производственно-исследовательские системы с многовариантной структурой. – Новокузнецк: Кузбасский филиал Инженерной академии, 1992. – 188 с.
2. Бромберг Э.М., Куликовский К.Л. Тестовые методы повышения точности измерений. – М.: Энергия, 1978. – 176 с., ил.
3. Гулевич Т.М. Методы и средства измерений в условиях нелинейности и нестационарности: Монография. – Новокузнецк: СибГИУ, 2001. – 108 с., ил.

УДК 621.311

ГЕНЕТИЧЕСКИЙ АЛГОРИТМ ОПТИМИЗАЦИИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ СОВМЕСТИМОСТИ В СИСТЕМАХ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

ТИМОФЕЕВ А.С.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Российская экономика вступила в качественно новое состояние, одним из показателей которого являются энерговооруженность промышленных

производств. Распределительные электросети на данном этапе не могут обеспечить нормальную работу производств, при внедрении новейших электротехнологий, имеющих сложные алгоритмы энергообмена, что сопровождается экономическими потерями.

Эта проблема особо актуальна и для энергосистем горной промышленности так как ее доминирующим потребителем являются различного типа электроприводы, которые представляют собой сложные электромеханические комплексы. Каждый элемент этого комплекса может оказывать существенное влияние на состояние остальных, что требует повышения качества электроэнергии и динамической электромагнитной совместимости элементов энергосистемы.

Математическое описание подобных комплексов представляют собой сложные конструкции, с трудом поддающиеся аналитическому исследованию. Существование подобных вопросов определяет существенные потери в электроэнергетических системах угольных шахт как электротехнического, так и технологического характера. Это является основной задачей создания многокритериальных алгоритмов оптимизации электромагнитной совместимости электротехнических комплексов, имеющих нелинейный характер нагрузки, с системами силовых кабельных линий.

Подобные алгоритмы для решения сложных аналитических и технических задач успешно строятся с помощью методов искусственного интеллекта, к которым относится и генетический алгоритм.

В данной задаче многокритериальная оптимизация построена на анализе наиболее значимых качественных характеристик электроэнергии таких как: – отклонение уровня питающего напряжения и его гармонический состав; величина обратной последовательности в электрической сети при асимметричном питающем напряжении; баланс активной и реактивной мощностей.

Математическая модель оптимизации установившегося режима электроэнергетических систем в подземном электроснабжении может быть, представлена в следующем виде:

$$f(x) = \sum_{i=1}^N (W_{\delta U_{yi}}) + \sum_{i=1}^N (W_{K_{U(n)}}) + \sum_{i=1}^N (W_{K_{2U_i}}) + \sum_{i=1}^N (W_{P_2}) + \sum_{i=1}^N (W_{Q_2}) \rightarrow \min ,$$

где $W_{\delta U_{yi}} = \frac{U_{yi} - U_{ном}}{U_{ном}} \cdot 100\%$, – усредненное значение отклонения напряжения на основной частоте;

$$-U_{yi} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N U_i^2}{N}}, U_i - \text{значение напряжения в } i\text{-м наблюдении};$$

$-W_{K_{U(n)}} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N (K_{U(n)i})^2}{N}}$ – значение коэффициента n -й гармонической составляющей напряжения;

$-K_{U(n)i} = \frac{U_{(n)i}}{U_{(1)i}} \cdot 100\%$, $U_{(n)i}$ – действующее значение напряжения основной частоты на n -й гармоникт, $U_{(1)i}$ – действующее значение напряжения основной частоты на i -м наблюдении;

$-W_{K_{2Ui}} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N K_{2Ui}^2}{N}}$ – усредненное значение отклонения коэффициента

по обратной последовательности, $K_{2Ui} = \frac{U_{2(1)i}}{U_{1(1)i}}$, где $U_{2(1)i}$, $U_{1(1)i}$ – действующее значение напряжения обратной последовательности основной частоты трехфазной системы в i -м наблюдении;

$-W_{P_2} = \sum_{i=1}^n P_{Hi} + \sum_{i=1}^n \Delta P_i + \sum_{i=1}^n \Delta P_{Hi} W_{Q_2}$ – уравнение небаланса активной мощности;

$-W_{Q_2} = \sum_{i=1}^n Q_{Hi} + \sum_{i=1}^n \Delta Q_i + \sum_{i=1}^n \Delta Q_{Hi} + \sum_{i=1}^n \Delta Q_{KY}$ – уравнение небаланса реактивной мощности,

где $\sum_{i=1}^n P_{Hi}$, $\sum_{i=1}^n Q_{Hi}$ – активная и реактивная мощность нагрузки соответственно,

$\sum_{i=1}^n \Delta P_i$, $\sum_{i=1}^n \Delta Q_i$ – технологические потери активной и реактивной мощности в элементах электроэнергетических системах соответственно,

$\sum_{i=1}^n \Delta P_{Hi}$, $\sum_{i=1}^n \Delta Q_{Hi}$ – технологические потери активной и реактивной мощности в нагрузке соответственно,

$\sum_{i=1}^n \Delta Q_{KY}$ – мощность компенсирующих устройств.

В математической модели по оптимизации установившегося режима электроэнергетических систем аргументы функции представлены целевыми и являются характеристиками электроэнергии согласно ГОСТ 13109-97.

В качестве хромосом генетического алгоритма оптимизации принимаются величины напряжений, отражающие характеристики целевых функций, а в качестве функции пригодности хромосом выражение:

$$F(U) = \frac{(\delta U_{yi} - \delta U_{yi \min})^2}{\delta U_{yi \max}} + \frac{(K_{U(n)} - K_{U(n) \min})^2}{K_{U(n) \max}} + \frac{(K_{2Ui} + K_{2Ui \min})^2}{K_{2Ui \max}} + \frac{(P_i - P_{i \min})^2}{P_{i \min}} + \frac{(Q_i - Q_{i \min})^2}{Q_{i \min}},$$

где δU_{yi} , $K_{U(n)}$, K_{2Ui} , P_i , Q_i – усредненные измеренные значения отклонение напряжения на основной частоте, значение коэффициента n -й гармонической составляющей напряжения, действующее значение напряжения обратной последовательности основной частоты трехфазной системы, небаланса активной и реактивной мощности соответственно;

$-\delta U_{yi \min}$, $K_{U(n) \min}$, $K_{2Ui \min}$, $P_{i \min}$, $Q_{i \min}$ – минимальное отклонение напряжения на основной частоте, значение коэффициента n -й гармонической составляющей напряжения, действующее значение напряжения обратной последовательности основной частоты трехфазной системы, небаланса активной и реактивной мощности соответственно.

Функциональная структура генетического алгоритма оптимизации представлена на рисунке 1.

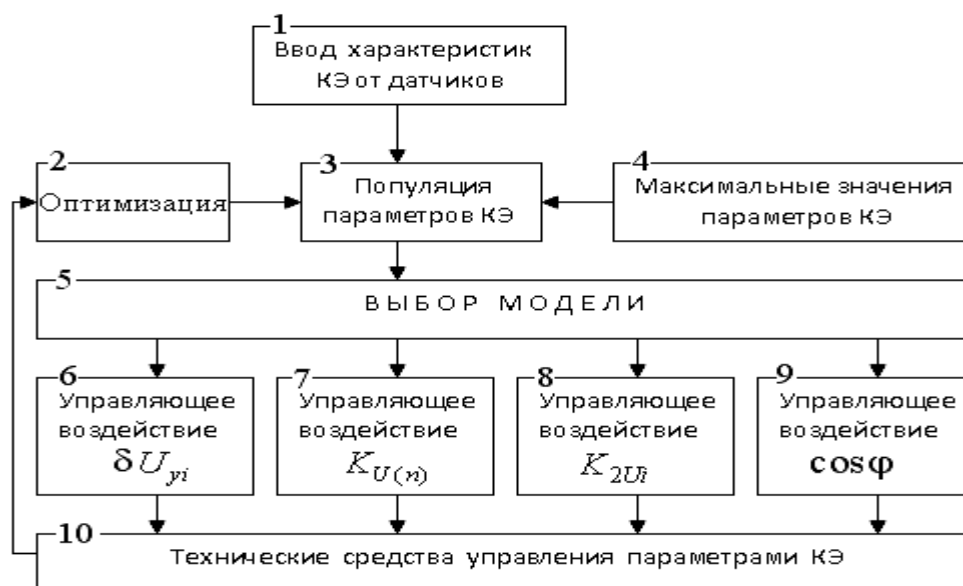


Рисунок 1 – Функциональная структура генетического алгоритма многокритериальной оптимизации электромагнитной совместимости электротехнических систем

В блоках 1-5 обеспечивается инициализация, оценивание пригодности хромосом алгоритма, а на основе значений пригодности в ходе эволюционного процесса в блоках 6-9 формируются управляющие воздействия, кото-

рые поступает на технические средства управления параметрами характеризующими качество электроэнергии. Хромосома генетического алгоритма, имеющая наименьшее значение будет считаться более приспособленной в управлении электромагнитной совместимостью.

Выбранный метод оптимизации электромагнитной совместимости в системах электроснабжения горнодобывающих предприятий на основе генетических алгоритмов, является мощным средством, сочетающий в себе детерминистический и стохастический методы, а также совместимости с другими методами. Генетические операторы, непосредственно отвечающие за ход эволюционного процесса, позволяют с заданной точностью оптимизировать электромагнитную совместимость элементов электрической сети.

Библиографический список

1. ГОСТ 13109-97. Нормы качества электрической энергии в системах электроснабжения общего назначения / Межгосударственный совет по стандартизации, метрологии и сертификации. Минск: ИПК Изд-во стандартов, 1998.
2. Карташев В.С. Электромагнитная совместимость технических средств: Справочник. М.: Научно-технический центр «НОРТ», 2001.
3. Электромагнитная совместимость в электроэнергетике и электромеханике / А.Ф. Дьяков, Б.К. Максимов, Р.К. Борисов и др.; Под ред. А.Ф. Дьякова. М.: Энергоатомиздат, 2002.
4. Уильямс Т., Амсиронг К. ЭМС для систем и установок. М.: Издательство дом «Технологии», 2004.

УДК 699.046

ФОРМИРОВАНИЕ СИТУАЦИОННЫХ НОРМАТИВОВ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ПРОКАТНОГО КОМПЛЕКСА

МУСАТОВА А.И., КАДЫКОВ В.Н., КУЛАКОВ С.М.

***ГИУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Прокатный комплекс является завершающим звеном единого металлургического цикла, от функционирования которого зависит финансовое состояние предприятия, обеспечивающееся совокупностью взаимосвязанных технических, технологических, материальных, кадровых и финансовых ресурсов, необходимых для своевременного выпуска и реализации продукции с целью получения максимальной прибыли.

В качестве характерного объекта исследования был выбран прокатный комплекс, включающий заготовочный (обжимной) цех и сортопрокатный цех, состоящий из четырех параллельно работающих передельных станов (среднесортного и трех мелкосортных). Центральным связующим звеном в

этом комплексе является промежуточный склад заготовок обжимного цеха, предназначенный для поддержания рационального запаса заготовок с целью бесперебойного обеспечения металлом чистовых (передельных) станов. Такие комплексы с демфированными организационными связями между смежными цехами проектировали в 60 – 70-е годы XX-столетия в период наращивания выпуска прокатной продукции с целью упрощения процесса планирования и оперативного управления материальными потоками. В середине 80-х годов объемы товарной продукции постепенно стали сокращаться, что привело в настоящее время к планированию производства в режиме ограниченного выпуска продукции, часто с учетом предварительной оплаты заказов потребителями. Поэтому во многих случаях становится не эффективным содержание больших площадей для складов и пролеживание полуфабрикатов (оборотных средств) в запасах, связанные с отвлечением финансовых средств значительной части материально-технической базы и трудовых ресурсов. В связи с этим возникла необходимость минимизировать запасы полуфабрикатов на промежуточных складах, оставляя только технологический и страховой запас, а в некоторых ситуациях стали вводить специальные транзитные маршруты путем передачи горячих заготовок от одного цеха к другому, минуя стадию запасов. То есть появилась комбинированная форма организации материальных потоков между смежными цехами. При этом производственная программа каждого цеха (участка) определяется объемом заказов на готовую продукцию, что требует ритмичной работы подразделений комплекса.

Анализируемый комплекс прокатных цехов рассматривается как сложная производственная система, с многовариантными технологическими маршрутами выбираемыми в зависимости от сортамента (маркопрофилеразмеров) и назначения готовой продукции, от поступающих полуфабрикатов (слитки или непрерывно литые заготовки), от технических характеристик и количества параллельно работающего основного и вспомогательного оборудования, от технологических режимов ведения процессов обработки металла.

В настоящее время материальные потоки исследуемого прокатного комплекса организованы по шести маршрутам.

Слитки, поступающие в изложницах из кислородно-конверторного цеха (ККЦ), нагреваются в ячейках колодцев, прокатываются на блюминге (обжимной клетки 1250) в раскаты, поверхность которых зачищается машинной огневой зачистки (МОЗ) и далее они направляются по разным маршрутам в зависимости от назначения, требуемых размеров полуфабрикатов и готовой продукции:

- большая часть раскатов (65 – 75 %) подготавливается для производства заготовок, предназначенных для прокатки их на передельных станах по маршрутам 1, 2, 3;

- другая часть раскатов (25 – 35 %) подготавливается для производства товарной продукции: блюмов и слябов по маршруту № 4 и заготовок се-

чением 100x100 мм по маршруту № 5.

Для получения заготовок сечением 100x100 мм раскаты после зачистки поверхности на МОЗ подаются к ножницам 1250 т, где производится обрезка дефектных концов раската (головного и донного), затем полоса прокатывается последовательно в черновой и чистовой группах непрерывно-заготовочного стана (НЗС), раскраивается на летучих ножницах 150 т на заготовки мерной длины (по заказам), которые транспортируются на холодильник, где охлаждаются и передаются в штабели склада заготовок для дальнейшего передела на мелкосортных станах (маршрут № 1) или передаются на склад товарного проката для подготовки к отгрузке потребителям (маршрут № 5).

Для получения заготовок сечением 150x150 мм и 150x200 мм после зачистки и порезки на ножницах 1250 т полоса прокатывается только в черновой группе клетей НЗС и передается по обводной линии к летучим ножницам 400 т, где раскраивается на заготовки мерной длины, затем они охлаждаются на холодильнике и передаются на склад в штабели, откуда поступают на стан 450 (маршрут № 2).

Рассмотренные основные технологические маршруты № 1, № 2 организованы в системе «обжимной цех – холодильник – склад заготовок – переделные станы», так называемый «холодный посад» заготовок, поступающих из штабелей склада по рольгангам к нагревательным печам четырех сортопрокатных станов. Кроме того, организован транзитный маршрут № 3 «обжимной цех – стан 450», так называемый «горячий посад» заготовок, поступающих от ножниц 400 т через систему передающих устройств (шлепперов, рольгангов) в горячем состоянии сразу к нагревательным печам стана 450, что в значительной степени экономит временные и топливные ресурсы. Раскаты, предназначенные для производства товарных полуфабрикатов (блюмов и слябов) после зачистки поверхностных дефектов подаются к ножницам 1250 т, где происходит порезка их на соответствующие длины, согласно заказам потребителей, затем полуфабрикаты транспортируются на участок складирования товарного проката (маршрут № 4).

Часть металла поступает в прокатный комплекс из отделения непрерывной разливки стали кислородно-конвертерного цеха в виде литых заготовок сечением 150x150 мм, которые транспортируются непосредственно на склад заготовок, разгружаются в штабели, откуда в дальнейшем подаются к нагревательным печам стана 450 (маршрут № 6).

Главная задача обжимного цеха: производить из слитков заготовки в объеме, необходимом для своевременного выполнения заказов на товарную продукцию переделными станами, при этом с наименьшими запасами и издержками производства.

Главная задача сортопрокатных цехов: производить из заготовок готовый прокат (продукцию) заданных марок стали и размеров строго по заказам потребителей, при этом с минимальной длительностью их выполнения, наименьшими издержками производства и получением наибольшей прибыли.

Немаловажная роль для эффективного функционирования прокатного комплекса принадлежит складу заготовок. С одной стороны он координирует работу всех подразделений, с другой – от его работы во многом зависят эти подразделения. Он также выполняет различные функции внутри склада: прием и складирование в штабели заготовок, блюмов и слябов из обжимного цеха; разгрузка и складирование литых заготовок из кислородно-конверторного цеха; подготовка и погрузка товарной продукции (блюмов, слябов, заготовок) потребителям; технический контроль полуфабрикатов; дополнительные ремонтные операции заготовок (правка, порезка, гибка); зачистка (огневая, абразивная) поверхности заготовок, блюмов, слябов; подготовка партий заготовок и подача их на загрузочные решетки передельных станов; транспортировка горячих заготовок от НЗС до стана 450 и другие.

С целью выявления внутренних резервов производства, совершенствования организации, планирования и оперативного управления материальными потоками была проведена оценка тактов многовариантного функционирования исследуемого прокатного комплекса с учетом сортамента на основе разработанных ситуационных нормативных моделей по следующим этапам.

1. Определение технически возможных $T^{тв}$ и нормативных T^n тактов работы основного и вспомогательного оборудования подразделений комплекса:

– в обжимном цехе (такты процессов: нагрева в отделении нагревательных колодцев (ОНК), прокатки в клети 1250 и на НЗС, зачистки на МОЗ, порезки на ножницах и охлаждения на секциях холодильника), $T_{обц}^{тв(н)}$;

– на среднесортном стане 450 (такты процессов: нагрева в печах с шагающим подом, непрерывной прокатки в клетях, охлаждения на холодильнике, правки на сортоправильных машинах, порезки на ножницах и пакетировки), $T_{450}^{тв(н)}$;

– на мелкосортных станах 250-1 и 250-2 (такты процессов: нагрева в методических печах, непрерывной прокатки в две заготовки в клетях, охлаждения на холодильнике, порезки на ножницах и пакетировки), $T_{250-1}^{тв(н)}$, $T_{250-2}^{тв(н)}$;

– на проволочном стане 250 (такты процессов: нагрева в методических печах, непрерывной прокатки в четыре заготовки в клетях, формирования бунтов в специальных машинах, охлаждения бунтов на крюковом конвейере и их обвязки), $T_{250}^{тв(н)}$.

2. Выбор технически возможного (нормативного) такта работы k -го подразделения комплекс, включающего n последовательно связанных единиц оборудования осуществлялся по критерию затрат времени для каждого вида выпускаемой продукции:

$$T_k^{тв(н)} = \max \{ T_{k.1}^{тв(н)}, T_{k.2}^{тв(н)}, \dots, T_{k.n}^{тв(н)} \}, \quad (1)$$

где $T_{k,n}^{mв(n)}$ – такт работы n -го оборудования k -го подразделения, с.

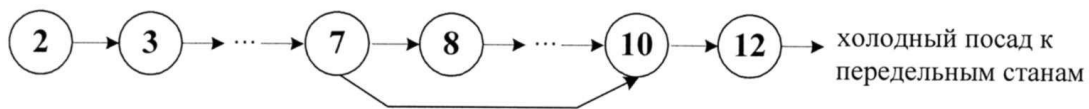
3. Определение тактов работы прокатного комплекса по z -му технологическому маршруту с учетом производственных ситуаций при совместной работе k -тых подразделений, $T_z^{mв(n)}$.

На основании изучения существующей организации материальных потоков в прокатном комплексе по вышеназванным маршрутам, планов расположения технологического и транспортного оборудования на складе заготовок, а также полученных в процессе моделирования тактов работы обжимного цеха и сортопрокатных станов с целью сокращения топливно-энергетических ресурсов была выявлена возможность ввода дополнительно транзитного маршрута № 7 горячих заготовок «обжимной цех – проволочный стан 250», то есть раскаты сечением 100x100 мм после порезки их на ножницах 150 т, не охлаждаясь на холодильнике, будут передаваться шлеппером (который необходимо установить на складе) на подводящий рольганг к методической печи № 2 проволочного стана. Следует отметить, что транзит для печи № 1 стана 250 не предусматривается, так как между холодильниками и загрузочной решеткой печи № 1 проволочного стана располагаются: стеллажи; железнодорожные и троллейные пути, штабели, ликвидация которых нарушит работу склада, кроме этого, печь № 1 находится на большом расстоянии от холодильников, что снизит температуру транзитного металла при его транспортировке к этой печи.

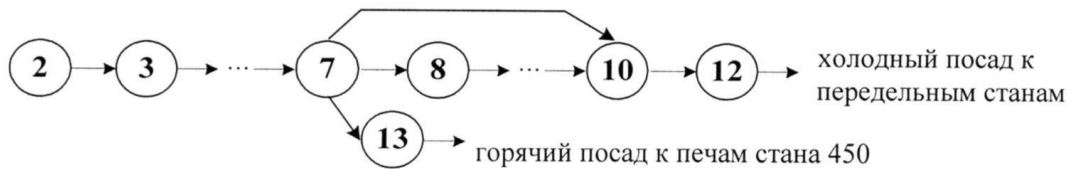
В связи с этим работа прокатного комплекса может осуществляться по вариантам в различных сочетаниях, которые сгруппированы в следующие производственные ситуации Sit в зависимости от вида и размеров заготовок (рисунок 1).

При моделировании комплексной работы обжимного цеха и передельных сортопрокатных станов все такты были приведены к одной расчетной единице продукции (штуке), за которую принят определенный тип слитка, сопоставимый по весу с пакетом заготовок заданных размеров (по сечениям и длинам). Кроме этого, учитывались возможные ситуации изменений технологических режимов нагрева, прокатки, охлаждения в зависимости от температуры металла, скоростных параметров обработки и других факторов. Варьировалось количество функционирующего вспомогательного оборудования (нагревательных и охлаждающих устройств, режущих и пакетирующих агрегатов) с учетом различных сочетаний и направлений материальных потоков. Многовариантное моделирование функционирования прокатного комплекса позволило разработать рациональные условия выполнения технологических маршрутов. Фрагменты результатов моделирования тактов работы прокатного комплекса по некоторым ситуационным вариантам представлены в таблицах 1 – 3.

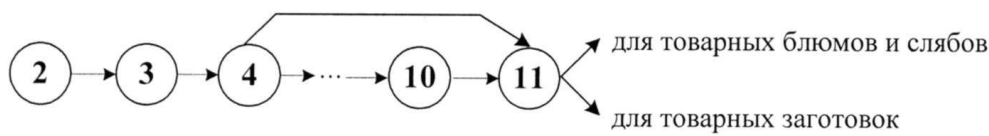
Sit-1 (маршруты № 1, 2):



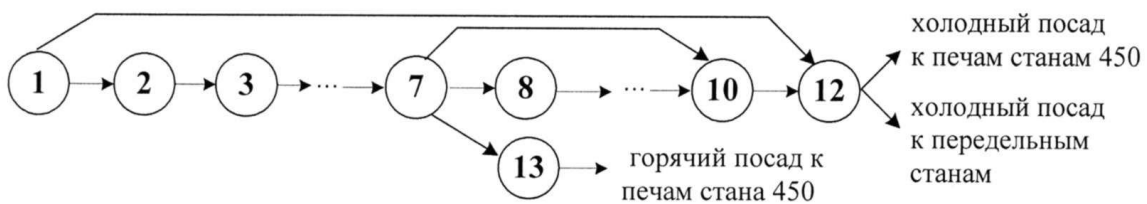
Sit-2 (маршруты № 1, 2, 3):



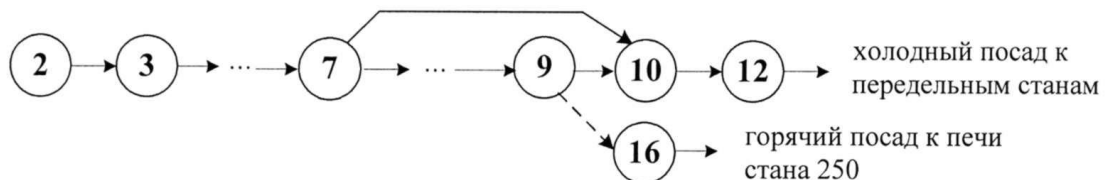
Sit-3 (маршруты № 4, 5):



Sit-4 (маршрут № 6 в сочетании с *Sit-1*, 2, 3):



Sit-5 (маршруты № 1, 2 и предлагаемый № 7):



Sit-6 (маршруты № 1, 2 и предлагаемый № 7):

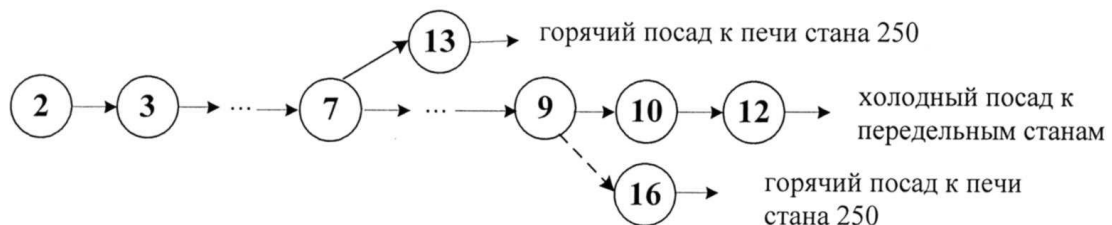


Рисунок 1 – Производственные ситуации *Sit* в зависимости от вида и размеров заготовок

Таблица 1 – Определение такта работы прокатного комплекса для *Sit-2* (пример)

Такты работы				Такт подачи пакетов ($\gamma = 2$) на склад	Такт работы комплекса с учетом количества пакетов (γ) подаваемых	
Обжимного цеха	Стана 450	Холодильника			на стан 450	на склад
	с учетом работы трех печей	количество секций				
		9	10		один	два
Технически возможные такты, с						
42,55	128,82	38,94	31,05	85,1	128,82	
Нормативные такты, с						
47,28	140,04	44,25	39,83	94,56	140,04	

Таблица 2 – Определение такта работы прокатного комплекса для *Sit-5* (пример)

Такты работы (на слиток)			Такт подачи пакетов ($\gamma = 11$) на склад	Такт работы комплекса с учетом количества пакетов (γ), подаваемых	
Обжимного цеха	Стана 250	Холодильника		на стан 250	на склад
	с учетом ра- боты одной печи	количество секций			
		10		один	одиннадцать
Технически возможные такты, с					
42,55	510,9	31,25	468,05	510,9	
Нормативные такты, с					
47,28	601,12	35,51	520,05	601,12	

Таблица 3 – Определение такта работы прокатного комплекса *Sit-6* (пример)

Такты работы (на слиток)					Такт подачи пакетов ($\gamma = 7$) на склад	Такт работы комплекса с учетом количества пакетов (γ), подаваемых		
Обжимного цеха	Стана 250	Стана 450	Холодильника			на стан 250	на стан 450	на склад
	с учетом работы одной печи	с учетом работы трех печей	количество секций					
			8	9		один	семь	семь
Технически возможные такты, с								
42,55	510,9	128,82	38,6	34,5	297,85	510,9		
Нормативные такты, с								
47,28	601,12	140,04	43,86	39,2	330,94	601,12		

При работе передельных станов с холодного посада заготовок (*Sit-1*) такт работы обжимного цеха $T_{обц}^{тв(н)}$ должен быть меньше такта совместной работы передельных станов (эквивалентного такта) $T_{эвк}^{тв(н)}$, то есть $T_{обц}^{тв(н)} <$

$$T_{\text{экв}}^{тв(н)}.$$

$$T_{\text{экв}}^{тв(н)} = T_{250-1}^{тв(н)} \cdot \gamma_{250-1} + T_{450}^{тв(н)} \cdot \gamma_{450} + T_{250}^{тв(н)} \cdot \gamma_{250} + T_{250-2}^{тв(н)} \cdot \gamma_{250-2} \quad (2)$$

где γ_{250-1} , γ_{450} , γ_{250} , γ_{250-2} – количество пакетов заготовок, необходимых соответствующим передельным станам для расчетных тактов по вариантам их работы, шт.

В неравенстве знак «меньше» указывает на то, что обжимной цех обеспечивает металлом не только передельные станы, но и выпускает дополнительное количество металла на реализацию товарной продукции (блюмов, слябов, заготовок) и для создания в случае необходимости текущего и технологического запаса заготовок на складе.

При работе нагревательных печей стана 450 с горячего посада заготовок обжимной цех может работать по двум направлениям, то есть подавать пакеты заготовок транзитом к печам стана 450 и на склад в штабели (Sit-2) в следующем соотношении:

$$T_{450}^{тв(н)} \geq T_{\text{обц}(450)}^{тв(н)} \cdot \gamma_{\text{обц}(450)} + T_{\text{обц}(сз)}^{тв(н)} \cdot \gamma_{\text{обц}(сз)} \quad (3)$$

где $T_{\text{обц}(450)}^{тв(н)}$, $T_{\text{обц}(сз)}^{тв(н)}$ – такты работы обжимного цеха при горячем транзите пакетов к печам стана 450 и складировании пакетов в штабели, с;

$\gamma_{\text{обц}(сз)}$, $\gamma_{\text{обц}(450)}$ – количество пакетов, подаваемых из обжимного цеха к печам стана 450 и на склад, шт.

Например, такт работы обжимного цеха при прокатке слитка составляет $T_{\text{обц}}^{тв} = 42,55$ с; такт работы стана 450 при прокатке пакета заготовок в готовые профили (швеллеры) равен $T_{450}^{тв} = 128,82$ с (таблица 1). Следовательно, обжимной цех должен обеспечить подачу пакета горячих заготовок стану 450 через каждые 128,82 с, при этом он может подать еще два пакета на склад для дальнейшей передачи их мелкосортным станам.

В данном случае проверка соответствия тактов показывает, что условие (3) выполняется:

$$T_{\text{экв}}^{тв} = 42,55 + 85,1 = 127,65 \text{ с}; \quad T_{450}^{тв} = 128,82 \text{ с} > T_{\text{экв}}^{тв} = 127,65 \text{ с}.$$

При работе нагревательной печи № 2 проволочного стана 250 с горячего посада заготовок (Sit-5) должно соблюдаться следующее условие для оптимального функционирования комплекса:

$$T_{250}^{тв(н)} \geq T_{\text{обц}(250)}^{тв(н)} \cdot \gamma_{\text{обц}(250)} + T_{\text{обц}(сз)}^{тв(н)} \cdot \gamma_{\text{обц}(сз)} \quad (4)$$

Фрагмент результатов моделирования приведен в таблице 2.

Условие (4) выполняется:

$$T_{\text{экв}}^{тв} = 42,55 + 468,05 = 510,6 \text{ с}; \quad T_{250}^{тв} = 510,9 \text{ с} > T_{\text{экв}}^{тв} = 510,6 \text{ с}.$$

Функционирование прокатного комплекса *при работе нагревательных печей стана 450 и печи стана 250 с горячего посада заготовок (Sit-6)* должно осуществляться в соотношении (таблица 3):

$$T_{250}^{тв(н)} \geq T_{общ(250)}^{тв(н)} \cdot \gamma_{общ(250)} + T_{общ(450)}^{тв(н)} \cdot \gamma_{общ(450)} + T_{общ(сз)}^{тв(н)} \cdot \gamma_{общ(сз)} \quad (5)$$

Условие (5) выполняется: $T_{250}^{тв} = 510,9 \text{ с} > T_{экв}^{тв} = 510,6 \text{ с}$.

Таким образом, внедрение дополнительной транзитной технологической линии к проволочному стану даст возможность при незначительных капитальных вложениях сократить текущие затраты проволочного стана за счет уменьшения времени нагрева и сокращения интенсивности подачи топлива (так как одна печь будет работать в режиме подогрева металла), следовательно, снизится угар металла и образование окалины. Предлагается увеличить количество «горячего транзита» на среднесортный стан 450 до 70 % от выпуска продукции. Невозможность увеличения доли «горячего транзита» до 100 % объясняется тем, что заготовки, предназначенные для производства кругов из углеродистой конструкционной стали, должны перед подачей к печам стана 450 пройти предварительную огневую зачистку поверхности на складе. Также это связано с поступлением на склад холодных литых заготовок из ККЦ.

Внедрение предлагаемых организационно-технических мероприятий позволит улучшить технико-экономические показатели прокатного комплекса, то есть снизить удельный расход топлива и металла (за счет уменьшения угара и образования окалины); уменьшить затраты на крановые операции на складе заготовок, сократить издержки производства.

Анализ полученных расчетных значений тактов при моделировании многовариантной работы рассматриваемых маршрутов позволяет определить в каждом случае единый такт работы прокатного комплекса для оптимального планирования и прогнозирования производственной программы и технико-экономических показателей.

УДК 621.791.76

ПРИБОР И МЕТОДИКА ИЗМЕРЕНИЯ СВОЙСТВ МАТЕРИАЛОВ С ПАМЯТЬЮ ФОРМЫ

Рудаков С.Г., Катунина А.С.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Сварные соединения из материалов с термомеханической памятью должны обладать физико-механическими свойствами близкими к основному металлу. Основной характеристикой у сварных конструкций является усилие, развиваемое при восстановлении формы. Большое разнообразие разра-

ботанных конструкций для различных разделов скелета человека предопределяет различные величины значений этих усилий. Диапазон параметров может достигать от десятых долей до сотен ньютонов.

В СибГИУ разработан и изготовлен прибор для контроля механических свойств конструкций из никелида титана.

Для измерения деформаций, сил и механических напряжений наиболее часто используются тензорезисторы, механические, пьезоэлектрические и индуктивные тензометры.

Тензорезисторы могут использоваться в качестве «свободных» преобразователей или в виде наклеиваемых. «Свободные» – выполняются в виде одной или ряда проволок, закрепленных между подвижной и неподвижной деталями. Входной величиной в этом случае является малое перемещение подвижной детали.

Наиболее распространено применение наклеиваемых тензорезисторов. Такой преобразователь, будучи приклеенным к детали, воспринимает деформации ее поверхностного слоя. Эта деформация и является входной величиной преобразователя.

Обычно измерительная база 5 – 20 мм, сопротивление тензорезисторов 30 – 500 Ом.

В последнее время применяются пленочные тензорезисторы, получаемые возгонкой в вакууме тензочувствительного материала (титано-алюминиевые сплавы, полупроводники) на подложку. У последних коэффициент тензочувствительности может достигать 120.

Тензорезисторы могут измерять деформации от 0,005 до 2 %.

Для измерения деформаций могут также применяться пьезоэлектрические, индуктивные и магнитные преобразователи.

Наиболее простыми в изготовлении и обладающие достаточной чувствительностью следует считать преобразователи на проволочных тензорезисторах. Основные схемы их применения показаны на рисунке 1.

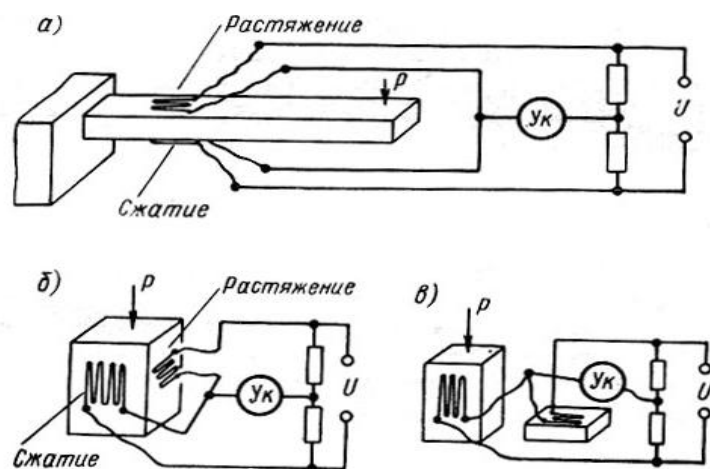


Рисунок 1 – Схемы включения тензорезисторов

Необходимо учитывать, чтобы деформация измерительного элемента не превышала допустимую для конкретного типа резисторов.

Тензорезисторы обычно включаются по мостовой или по полумостовой схеме (во втором случае вторая часть моста может находиться в измерительном приборе). Увеличить чувствительность можно, поместив соседние резисторы мостовой схемы в места, испытывающие равные, но противоположные по знаку деформации (очень легко осуществить при изгибе).

Структурная схема измерения усилий по деформации упругого элемента представлена на рисунке 2.

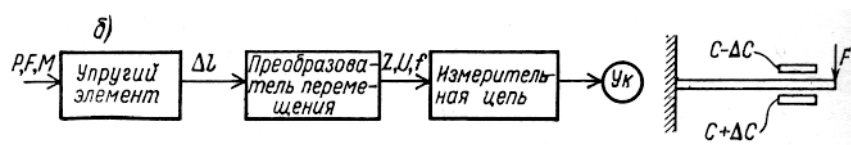


Рисунок 2 – Структурная схема измерителя на упругом элементе

Здесь измерению может подвергаться относительная деформация $\Delta l/l$ или механические напряжения σ , так и абсолютные изменения размеров или положения упругого элемента.

Конструкции упругих элементов могут быть различны, основными требованиями к ним являются: воспроизводимость показаний, минимальные погрешности гистерезиса и линейности.

Нами выбрана форма упругого элемента – балка равного сопротивления, обеспечивающая постоянство деформации в любой точке по длине его.

Для расчета геометрии упругого элемента воспользуемся данными по геометрическим и силовым характеристикам основных типов фиксаторов из никелида титана:

- базовая длина фиксаторов: 15 – 100 мм;
- диапазон развиваемых усилий – 1 – 15 даН.

При измерении усилий, развиваемых конструкциями с памятью формы, в приборе необходимо соблюдать условие постоянства измерительной базы при каждом замере; опытным путем установлено допустимое отклонение этого параметра (т.е. стрела прогиба измерительного элемента) в 0,5 мм.

Допустимая деформация тензометрических датчиков составляет до 0,05 %. При известной стреле прогиба 0,5 мм и максимальном усилии на упругий элемент в 15 даН можно рассчитать геометрию этого элемента.

Итак:

1. Допустимая стрела прогиба – 0,5 мм;
2. Допустимая деформация материала упругого элемента на поверхности – 0,05 %;
3. Модуль упругости для стали – $E = 2,1 \cdot 10^5$ МПа;
4. Принятые размеры упругого элемента – длина – 80 мм, ширина у основания – 15 мм;

5. Максимальное усилие на конец элемента – 15 даН.

Для измерения статических и медленно изменяющихся деформаций применяются приборы, действие которых основано на нулевом принципе измерений. Этот метод бесспорен по точности.

Простейшие приборы имеют основной недостаток, связанный в возможности выхода измерительного прибора при случайном обрыве одного из резисторов. Необходимы специальные защитные устройства.

Применение усилителей постоянного тока позволяет применять низкочувствительные приборы и решают вопросы ограничения тока. Основной недостаток – нестабильность работы усилителей во времени (дрейф нуля).

Как уже было сказано ранее, обычно основу измерительной схемы при использовании тензорезисторов составляет мост Уитстона.

Применим стандартные тензорезисторы марки на бумажной основе ПКБ-200-10 с сопротивлением $200 \pm 0,3$ Ом и базой измерения 10 мм. Коэффициент тензочувствительности $K = 2,02$, допустимая деформация – 0,05 %.

Мостовой схеме необходим источник питания, требования к которому исходят из следующих обстоятельств. При прохождении электрического тока по проводнику в нем, согласно закону Джоуля-Ленца, выделяется тепло.

Нагрев проводника приводит к увеличению его сопротивления, а для тензорезисторов это равносильно появлению измеряемого параметра (силы, деформации и т.д.), т.к. температура датчиков при одном и том же значении силы тока может быть неодинаковой вследствие разного теплоотвода в различных местах размещения их на изделии.

Для указанного типа тензорезисторов (ПКБ 200-10) рекомендуемая сила тока не более 0,01 А. Для исключения влияния колебаний напряжения электрической сети на работу схемы измерения предложено источник питания выполнить в виде стабилизатора напряжения.

Тарировка прибора сводилась к определению и подгонке конечных пределов измерения гальванометра на разных пределах измерения.

Пределы измерения установлены в 1, 2,5, 5, 10 и 15 даН.

Прибор прошел технические испытания во Всероссийском научно-практическом центре имплантатов с памятью формы.

УДК 621.791.76

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ТЕРМООБРАБОТКИ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ ИЗ НИКЕЛИДА ТИТАНА

Рудаков С.Г., Катунина А.С.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Использование сплавов на основе TiNi в технике и медицине развивается широкими темпами, благодаря комплексу их свойств, в первую очередь

сверхэластичности, эффекту памяти формы и высокой коррозионной стойкости. Сложная форма конструкций определяет высокую долю отходов при раскрое материала.

Применение сварки позволяет снизить количество отходов, что снижает себестоимость изделий и расширению их ассортимента.

Проблемой получения сварного соединения является изменение химического состава зоны сварки, что приводит к частичной или полной потере свойств памяти формы и к снижению прочности. По имеющимся литературным данным сохранение свойств при термическом воздействии обеспечивается при скоростях охлаждения, характерных для закалки. Способ ударной конденсаторной сварки гарантирует скорости охлаждения зоны сварки порядка 10 град/с, что позволяет применить его для сварки сплавов на основе TiNi.

Полученные результаты по исследованию свариваемости большинства применяемых в настоящее время сплавов с термомеханической памятью на основе никелида титана и влиянию некоторых видов термической и термомеханической обработки, проводимой во время и после сварки (в том числе лазерная и ультразвуковая поверхностная упрочняющая обработка) показали возможность получения сварного соединения титано-никелевых сплавов с достаточными для практического применения свойствами (прочность, коррозионная стойкость и сохранение эффекта памяти формы).

Основной задачей при проектировании сварочных технологий является активный контроль за параметрами сварки на всех стадиях процесса и управление ими, в случае необходимости, для получения ожидаемых результатов.

В схему установки для ударно-конденсаторной сварки заложены несколько датчиков, следящих за основными параметрами сварки – напряжением заряда, емкостью батареи конденсаторов, сопротивлением разрядной цепи, вылетом электродов, скоростью соударения, амплитудой и длительностью импульса разрядного тока.

После сварки изделие подвергается термической обработке в контролируемой активной или инертной газовой среде с обязательным слежением за составом среды, температурой, временем выдержки, скоростью нагрева и охлаждения.

Нами разработана установка, позволяющая проводить термообработку по заранее заданному термическому циклу. За основу взята схема амплитудной системы фотокопирования газорезательных машин. Необходимый график нагрева, выдержки и охлаждения наносится непрозрачным носителем (чернила, тушь и т.п.) на бумажный носитель самопишущего прибора.

В электрическую схему самописца добавлены тиристорная оптопара и схема обратной связи с нагревательным элементом системы термообработки. Излучающий и воспринимающий элементы оптопары находятся по разным сторонам бумажного носителя. При нахождении центра оптопары точно посередине линии термического цикла схема сравнения находится в равновесии

и сигнал на нагревательное и охлаждающее устройства отсутствует. При отклонении в ту или иную сторону (т.е. когда температура образца меньше или больше заданной) схема сравнения подает сигнал на включение или отключение тиристорных контакторов силовых схем нагрева и охлаждения.

Система позволяет проводить нагрев и охлаждение до скоростей порядка $1000 \text{ K} \cdot \text{с}^{-1}$. Точность поддержания температуры не хуже 10 K до температур 1500°C .

Первые экспериментальные испытания разработанной система контроля и слежения за параметрами сварки и термообработки показали ее перспективность при изготовлении конструкций из сплавов с термомеханической памятью.

УДК 621.791.03

ОСОБЕННОСТИ ДУГОВОЙ СВАРКИ ПЛАВЛЕНИЕМ АУСТЕНИТНЫХ КОРРОЗИОННОСТОЙКИХ СТАЛЕЙ

ПАВЛОВ Н.В., КРЮКОВ А.В., ЗЕРНИН Е.А.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга*

Хромоникелевые аустенитные стали обладают исключительно ценными свойствами, и прежде всего, очень высокой химической стойкостью в наиболее агрессивных средах. Они сочетают достаточную прочность и чрезвычайно высокую пластичность в широком диапазоне температур. К сварным швам аустенитных сталей, в зависимости от состава, свойств стали и специфических условий работы конструкций, предъявляются дополнительные требования, помимо обычных для сварки требований прочности, пластичности, отсутствия трещин и пор [1, 2].

Одним из способов получения качественного сварного соединения является использование сварки с импульсной подачей электродной проволоки (ИПЭП) в CO_2 . Однако использование в качестве защитного газа CO_2 приводит к повышенному разбрызгиванию (до 10 – 12 %), приводящее к появлению возможных очагов коррозии, и образование на поверхности шва трудно удаляемой пленки окислов [2]. Одним из направлений оптимизации по качеству и стоимости сварной металлоконструкции является применение смеси защитных газов на основе аргона [1].

На основе проведенных экспериментов было установлено, что рационально использовать для сварки с ИПЭП смесь газов $\text{Ar}(70\% \pm 3\%) + \text{CO}_2(30\% \pm 3\%)$, т.к. данное процентное соотношение смеси обеспечивает минимальные потери металла на угар и разбрызгивание при стабильном управляемом процессе каплепереноса [3].

Для исследования влияния состава защитной газовой среды на изме-

нения структуры сварных соединений из стали 12Х18Н9Т провели экспериментальные исследования двух способов защиты сварных соединений:

- 1) сварка в Ar (образец «1»);
- 2) сварка смеси газов Ar+CO₂ (образец «2»).

В обоих случаях в состав экспериментальной установки входили: автоматическая сварочная головка ГСП-2, укомплектованная механизмом импульсной подачи электродной проволоки [4], источник питания ВС 300Б, смесительное оборудование, состоящее из трех ротаметров и смесительной камеры. Сварку производили пластин из стали 12Х18Н9Т толщиной 3мм, в сварочной проволокой Св-12Х18Н9Т (диаметром 1 мм)

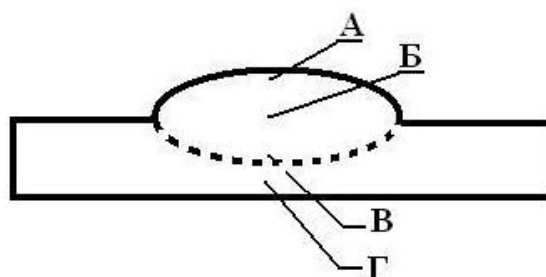
Режимы сварки образцов при ИПЭП в CO₂: $I_{св} = 90 - 100$ А, $U_d = 19 - 20$ В, расстояние между захватами 130мм, вылет электродной проволоки 10 – 15 мм, $f = 110$ Гц.

Сварку образцов с ИПЭП в смеси газов осуществляли на режимах $I_{св} = 80 - 90$ А, $U_d = 18 - 19$ В, расстояние между захватами 130 мм, вылет электродной проволоки 10 – 15 мм, $f = 110$ Гц.

Различие в значениях энергетических параметров связано с тем, что для достижения одинаковых значений глубины проплавления необходимо увеличить режимы сварки с ИПЭП в Ar на 5 – 10 % по сравнению с ИПЭП в смеси газов Ar+CO₂, так как добавление аргона приводит к ее уменьшению [5].

Схема исследования сварного шва представлена на рисунке 1.

Проведенные металлографические исследования представлены на рисунке 2,3.



А – внешняя поверхность наплавленного металла; Б – внутренняя область наплавленного металла; В – переходная зона «шов – основной металл»;

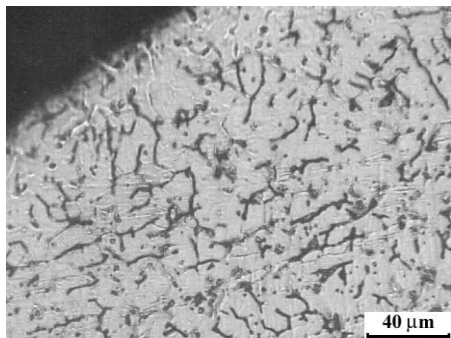
Г – структура основного металла

Рисунок 1 – Схема исследования сварного шва

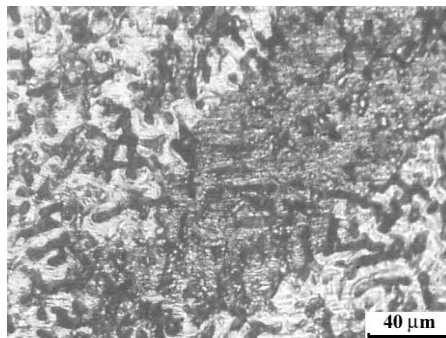
У всех образцов структура основного металла вполне соответствует структуре аустенитной хромоникелевой нержавеющей стали с мелким зерном (рисунок 2,3, зона Г).

На внешней поверхности наплавленного металла также у всех образцов наблюдается зона мелкодисперсных беспорядочно ориентированных дендритов, где междендритные промежутки травятся сильнее (рисунок 2,3, зона А). Однако у образца «1» (рисунок 2, зона А) междендритные промежутки шире.

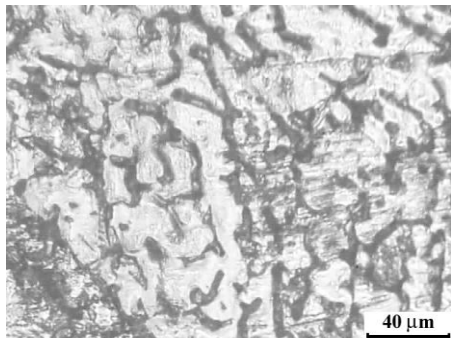
Зона А



Зона Б



Зона В



Зона Г

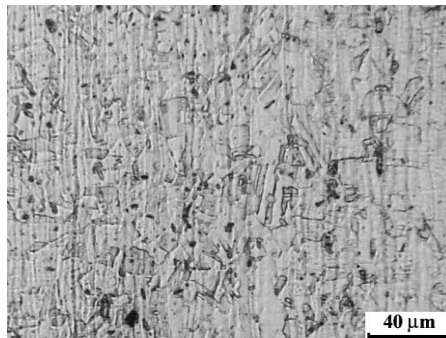
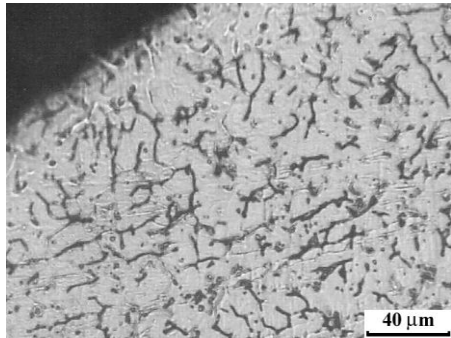
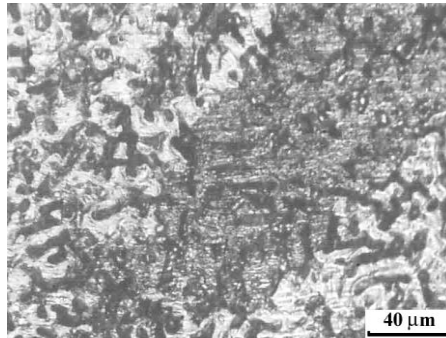


Рисунок 2 – Микроструктура образца «1» ($\times 250$).
Ширина переходной зоны 400мкм

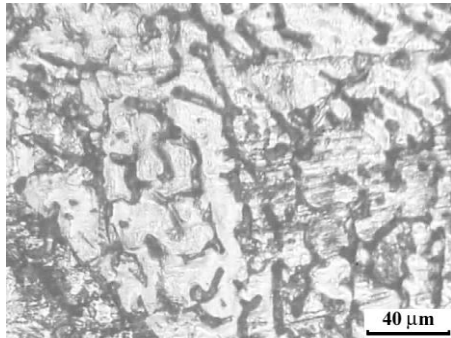
Зона А



Зона Б



Зона В



Зона Г

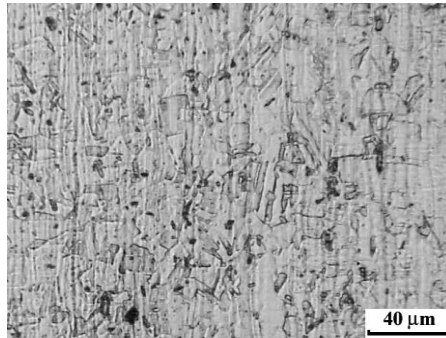


Рисунок 2 – Микроструктура образца «2» ($\times 250$). Ширина переходной зоны
варьируется от 50 мкм до 400 мкм

Во внутренних областях наплавленного металла у всех образцов ярко выраженное дендритное строение. Здесь дендриты более грубые чем у поверхности и ориентированы в основном перпендикулярно к поверхности сплавления с основным металлом. Междендритные промежутки также травятся сильнее. Грубое строение зоны Б у образца «1» (рисунок 2), где междендритные промежутки наиболее широкие. У образца «2» в зоне Б наблюдаются значительные по размерам сильно травящиеся области (рисунок 3). Такие области могут захватывать не только междендритные промежутки, но и сами дендриты. В целом наплавленный металл сильнее травится в образце «1» (рисунок 2).

На границе сплавления и в зоне термического влияния хорошо виден плавный переход от дендритного строения к полиэдрическим аустенитным зернам (рисунок 2,3 зона В). В образце «1» ширина зоны достигает 400 мкм (рисунок 3, зона В). Здесь в зоне присутствуют значительные по размерам сильно травящиеся области. У образца «2» ширина переходной зоны сильно меняется от 50 до 400 мкм (рисунок 3, зона В). Сильно травящиеся области тоже присутствуют, но их число и размеры значительно меньше, чем в образце «1».

Образование областей с более высокой травимостью можно объяснить тем, что в них пониженное содержание легирующих элементов (в первую очередь хрома) и больше неметаллических примесей (углерода, азота и др.) Можно предполагать, что в образце «1» при формировании сварного шва произошло более сильное выгорание легирующих элементов.

Вывод: В результате проведенных исследований было установлено, что процесс сварки с импульсной подачей электродной проволоки в смеси защитных газов $Ar(70\% \pm 3\%) + CO_2(30\% \pm 3\%)$, возможен, обеспечивая качество сварного соединения не ниже чем в чистом аргоне.

Библиографический список

1. Медовар Б.И. Сварка хромоникелевых аустенитных сталей. – М.: МАШГИЗ, 1958. – 340 с.
2. Медовар Б.И. Электродуговая сварка аустенитных сталей. Под ред.: Аснис А.Е., Казимиров А.А., Патон Б.Е. (ответственный редактор). М, «Машиностроение», 1976.
3. Павлов Н.В., Крюков А.В., Зернин Е.А. Сварка с импульсной подачей электродной проволоки в смеси газов // Сварочное производство. – 2010. – № 4. – С. 27 – 28.
4. Патент РФ на изобретение № 2254969 Механизм импульсной подачи сварочной проволоки / Брунов О.Г., Федько В.Т., Крюков А.В. и др. Оpub. 27.06.2005. Бюл. № 18.
5. Крюков А.В. Повышение эффективности механизированной сварки в CO_2 за счет применения импульсной подачи электродной проволоки: автореф. дис. канд. тех. наук. – Барнаул, 2008. – 15 с.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОМПЬЮТЕРНЫХ ПРОГРАММ ПРИ ИССЛЕДОВАНИИ СИСТЕМ ИМПУЛЬСНОГО ПИТАНИЯ ДЛЯ ДУГОВОЙ СВАРКИ

КРАМПИТ А.Г., КРАМПИТ Н.Ю., КРАМПИТ М.А.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга*

Использование компьютерных программ позволяет произвести моделирование сложных процессов, протекающих в силовых контурах модулятора. Моделирование переходных процессов в электрических цепях является наиболее развитой областью компьютерного моделирования электрических схем. Это позволяет значительно снизить трудо- и материалоемкость исследований, достаточно легко выявить ошибки в схемных решениях, наглядно представить процессы, протекающие, как в контурах, так и в системе в целом.

В нашем случае в качестве компьютерной программы была выбрана программа «Electronics Workbench». В данной программе предусмотрена большая библиотека полупроводниковых элементов различных фирм производителей, что позволяет значительно приблизить процесс исследования на модели к реальному. Широкий набор приборов позволяет производить измерения различных величин и строить графики. Из недостатков можно отметить, что в программе используется обозначение элементов согласно зарубежным стандартам (рисунок 1.)

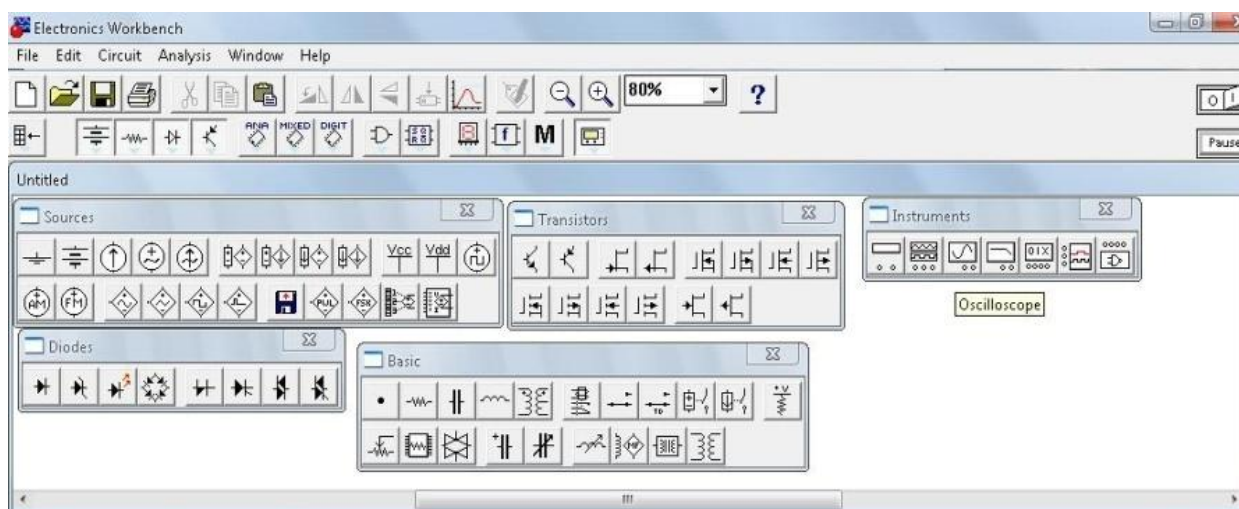


Рисунок 1 – Внешний вид окна программы «Electronics Workbench»
с основными элементами

Программа позволяет составлять электрические схемы, например, на рисунке 2 приведена упрощенная схема системы импульсного питания, работающая на активное сопротивление. Для упрощения тиристорный ключ представлен в виде обычного переключателя.

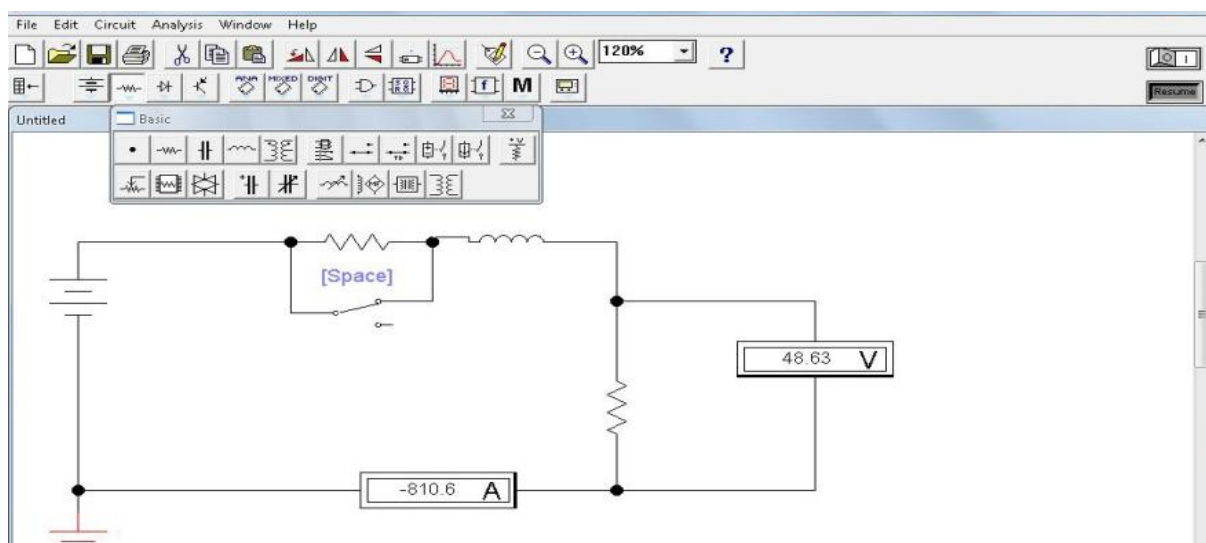


Рисунок 2 – Имитация работы системы импульсного питания на активную нагрузку

Использование ключа с заданными параметрами, например, напряжения включения и напряжения выключения, дает возможность имитировать работу системы импульсного питания с обратными связями (рисунок 3).

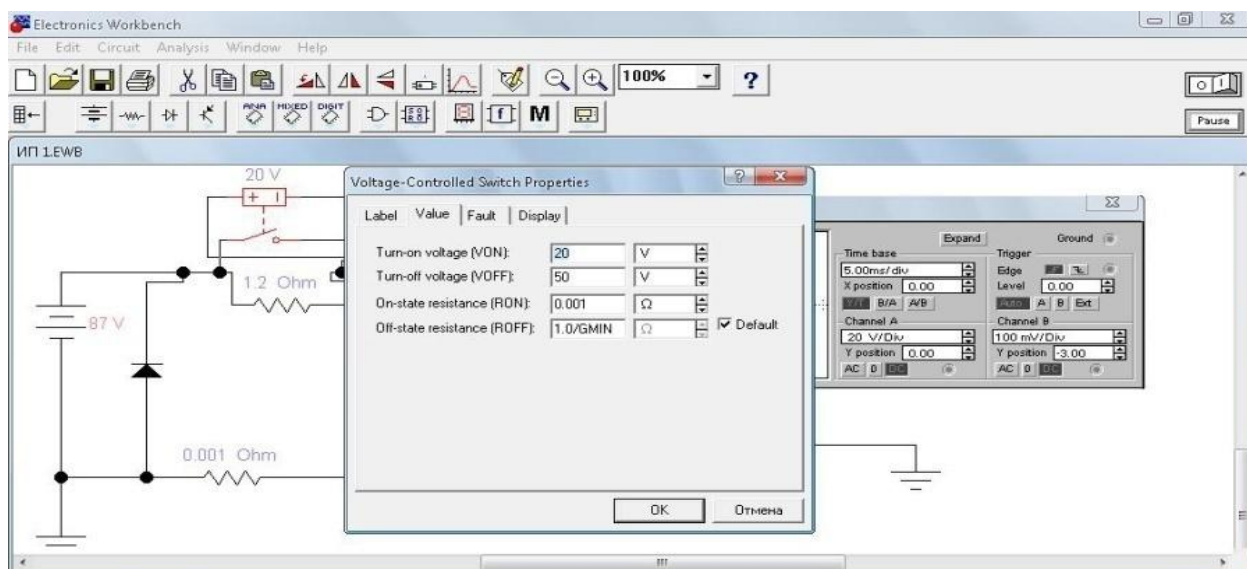


Рисунок 3 – Параметры ключа для имитации работы системы импульсного питания с обратными связями по напряжению

Для получения адекватности работы системы вместо активной нагрузки необходимо использовать источник с регулируемым напряжением (пропорциональным напряжению на выходе системы импульсного питания), подключенным через диоды вместо нагрузки. Используя коэффициент пропорциональности и вводя в схему дополнительно сопротивления можно имитировать различные ВАХ дуги. В дальнейшем элемент, замещающий дугу, будет заменен условным обозначением дуги. Ниже приведена система импульсного питания и осциллограмма тока и напряжения (рисунок 4). Параметры элементов системы взяты из реальной схемы подключения системы импульсного питания.

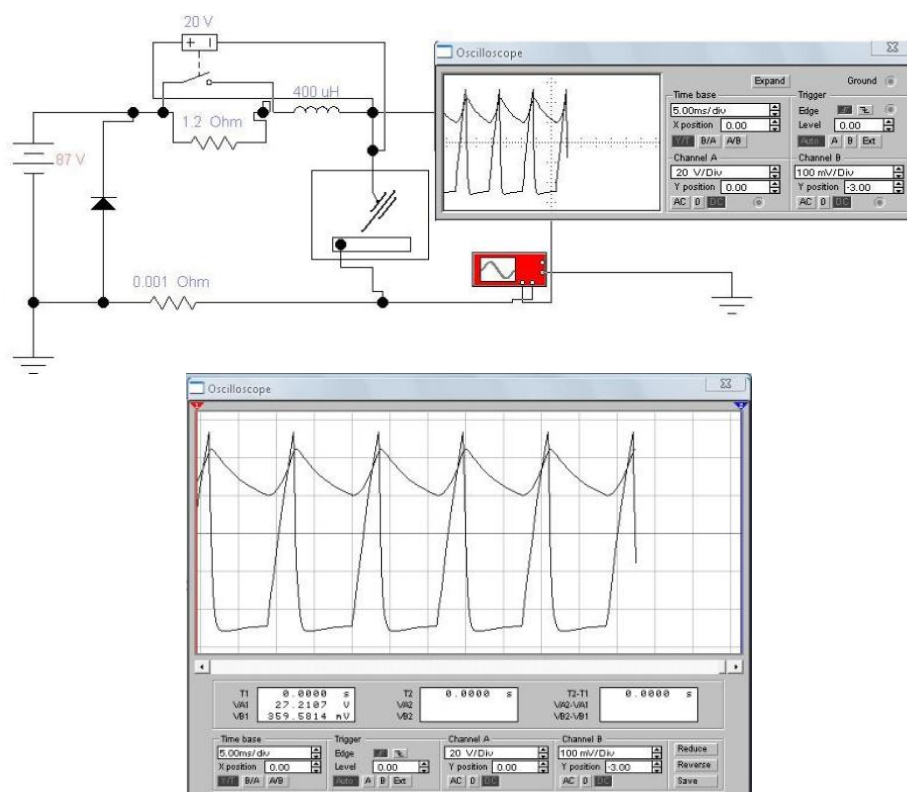


Рисунок 4 – Имитация работы системы импульсного питания на сварочную дугу

Данная программа позволяет в упрощенном виде имитировать работу системы без учета процессов, протекающих в сварочной дуге, например, переноса электродного металла. Таким образом, данная система позволяет разделяя процесс на интервалы и выделяя контуры, исследовать процессы, протекающие при коммутации, получать время переходных процессов и их влияние на систему в целом.

Выводы: Использование программы Electronics Workbench позволяет снизить трудоемкость моделирования процессов, протекающих в электрических схемах модулятора и сварочных цепях при импульсном питании сварочной дуги.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ, ПРОТЕКАЮЩИХ В СВАРОЧНОМ КОНТУРЕ, ПРИ ПОМОЩИ КОМПЬЮТЕРНЫХ ПРОГРАММ

КРАМПИТ А.Г., КРАМПИТ Н.Ю.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга*

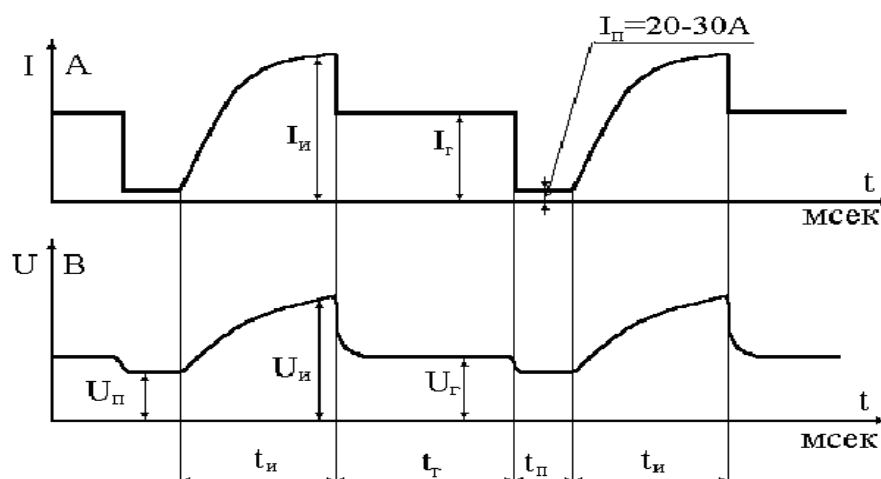
В данной статье на основе способа импульсно-дуговой сварки плавящимся электродом [1] было проведено моделирование процессов при помощи компьютерных программ.

Принцип способа заключается в следующем. На нормально-горящую дугу $I_{св} = 150 - 300$ А (сварочный ток, при котором происходит плавление и формирование капли) перед каждым импульсом тока вводят короткую паузу, во время которой ток ограничивают до $20 - 30$ А.

В этот период времени происходит выравнивание капли на торце электрода, в результате чего капля принимает соосное с ним положение. Это объясняется тем, что любое уменьшение силы сварочного тока способствует принятию капли на торце электрода соосного с ним положения [2], а также за счет уменьшения силы тока уменьшается реакция дуги на укорочение дугового промежутка. По окончании паузы на сварочную дугу накладывается кратковременный импульс мощностью от $400 - 1200$ А. В результате чего столб дуги, расширяясь, втягивает в себя каплю электродного металла, обеспечивая, тем самым, соосный переход капли электродного металла в сварочную ванну.

Графики тока и напряжения представлены на рисунке 1 [3, 4].

При данном способе плавление электрода и образование капли электродного металла происходит в периоде между импульсами на нормально-горящей дуге. Образующаяся капля электродного металла на торце электрода под действием сил дуги начинает вытесняться на боковую поверхность. При введении паузы капля под действием силы тяжести (действие остальных сил на токах до 50 А несущественно) начинает принимать с электродом соосное положение. Длительность паузы $1 - 3$ мс достаточна для принятия капель электродного металла соосного положения. Наложение кратковременного импульса сварочного тока приводит к расширению столба дуги, в результате чего столб меняет свою форму с цилиндрической на коническую [5]. При конической форме на токах дуги более 350 А за счет появления разницы в сечениях столба дуги появляется осевая составляющая электродинамической силы, направленная от меньшего сечения к большему. Осевая составляющая электродинамической силы способствует отрыву и переходу капли электродного металла с торца электрода в сторону сварочной ванны.



$I_{и}$ – ток импульса; $I_{г}$ – ток нормально-горящей дуги; $I_{п}$ – ток паузы;
 $U_{п}$ – напряжение паузы; $U_{и}$ – напряжение импульса; $U_{г}$ – напряжение
нормально-горящей дуги; $t_{и}$ – время импульса; $t_{г}$ – время горения
нормально-горящей дуги; $t_{п}$ – время паузы

Рисунок 1 – Осциллограммы тока и напряжения
при импульсно-дуговой сварке

Благодаря осуществлению этого способа обеспечивается квазистабильность процесса на стадии формирования капли, стабилизируются начальные условия переноса электродного металла в сварочную ванну. В конечном итоге улучшается качество сварного шва во всех пространственных положениях. Еще одним положительным моментом является уменьшение вероятности прорыва жидкого металла сварочной ванны из-под дуги при сварке на вертикальной плоскости за счет укорочения время паузы. Увеличивается плавление электродного металла за счет того, что капля плавится при нормально-горящей дуге. Уменьшаются колебания длины дугового промежутка за счет процесса саморегулирования сварочной дуги, что существенно сказывается на стабильности процесса. Это связано с меньшим воздействием на сварочную ванну кратковременных импульсов сварочного тока.

Одним из способов реализации данного процесса является получение ограничения тока в паузе за счет использования внутренних коммутационных процессов.

Авторами было предложено использовать процесс перезаряда коммутирующего тиристора для обеспечения заданного провала по напряжению перед наложением импульса. С помощью программы «Electronics Workbench» были произведены расчеты процесса перезаряда коммутирующего конденсатора. Это позволило использовать провал, получаемый при перезаряде, для реализации способа импульсно-дуговой сварки как один из вариантов на имеющемся оборудовании.

Выбираем схему замещения, представленную на рисунке 2.

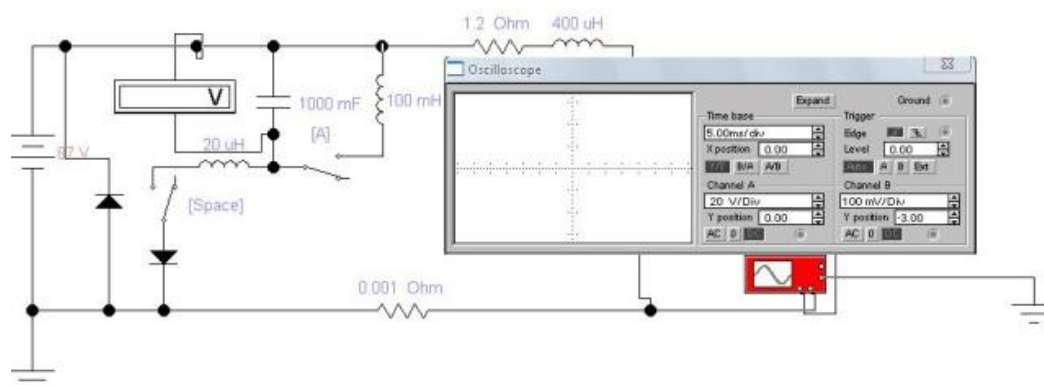


Рисунок 2 – Схема замещения

Коммутирующий конденсатор заряжен по цепи, представленной на рисунке 3.

При работе коммутирующего контура происходит процесс перезаряда коммутирующего конденсатора по цепи, представленной на рисунке 4.

В результате восьми-десяти перезарядов по двум ветвям цепи напряжение на коммутирующем конденсаторе может достигать 1000 В (рисунок 5).

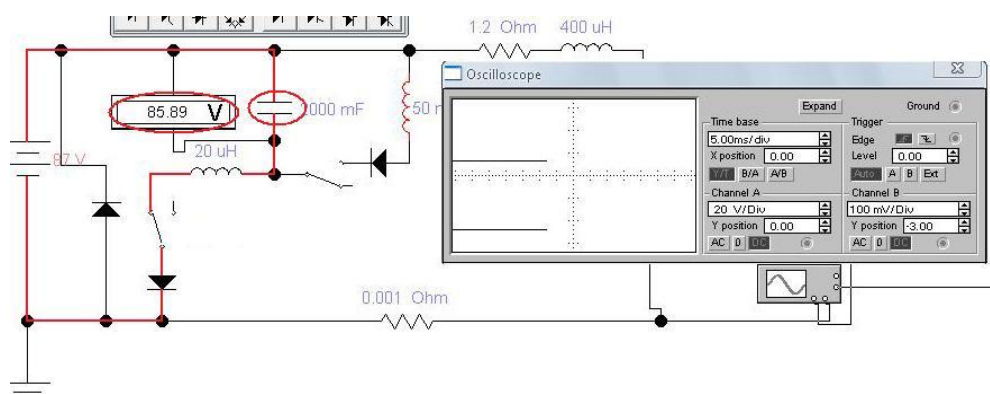


Рисунок 3 – Заряд конденсатора в схеме замещения

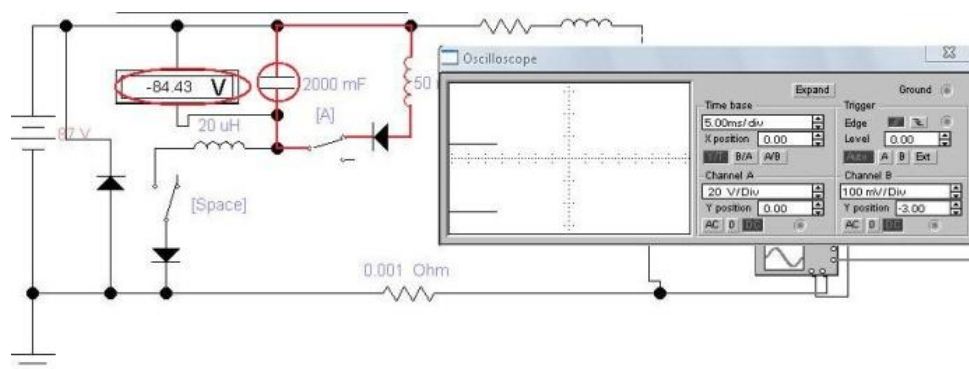


Рисунок 4 – Перезаряд конденсатора в схеме замещения

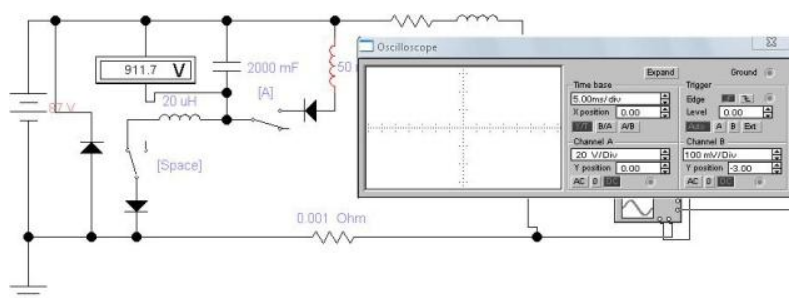


Рисунок 5 – Повышение напряжения на коммутирующем конденсаторе при перезарядах (раскачка напряжения)

При работе на нагрузку в процессе перезаряда конденсатора происходит перераспределение протекания сварочного тока по цепи через нагрузку (сварочную дугу) и по цепи заряда конденсатора. В результате чего на нагрузке (сварочная дуга) возникает провал сварочного тока и напряжения (рисунок 6). Причем глубина провала и длительность будут зависеть от емкости конденсатора индуктивностей зарядного и силового дросселей, а также от мощности источника питания (его внутреннего сопротивления).

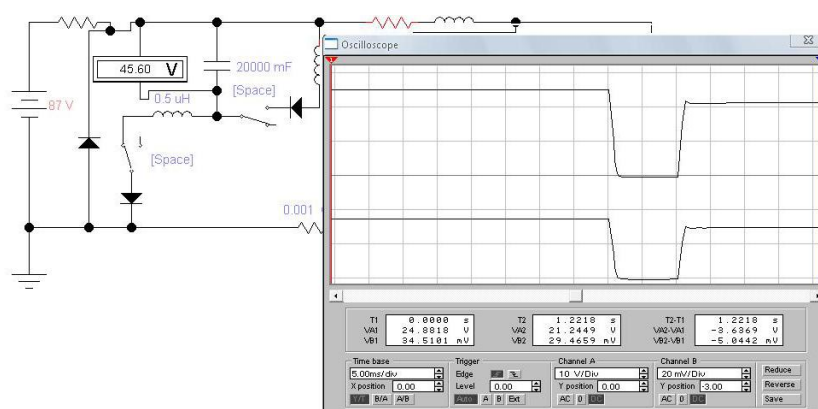


Рисунок 6 – Образование паузы (провала) при имитации процесса перезаряда конденсатора на интервале нормально-горящей дуги

Изменяя вышеперечисленные параметры, можно получить требуемые параметры паузы перед наложением импульса. Возможна также смена полярности в паузе. После окончания действия паузы по программе (через определенный интервал времени) или с обратными связями происходит открытие силовых тиристоров, и через сварочную цепь протекает ток импульса.

При использовании программы «Electronics Workbench» были выбраны параметры элементов силовой части модулятора ИРС-1200АДМ. При модернизации оборудования был реализован способ импульсно-дуговой сварки с разделенными функциями плавления и переноса. Этот способ позволяет на новом уровне подойти к управлению процессом переноса электродного металла при сварке. Экспериментальные исследования показали хорошую сходимость результатов расчета параметров паузы и реального

процесса.

Параметры элементов были получены при переборе параметров зарядной цепи и силового дросселя. Осциллограммы процесса представлены на рисунке 7.

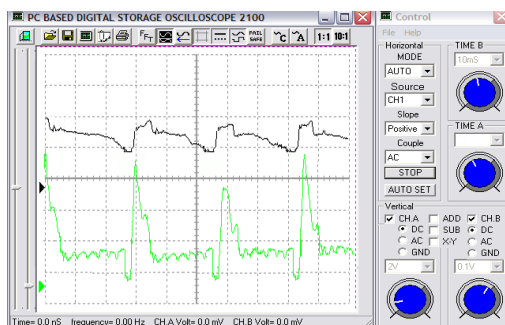


Рисунок 7 – Осциллограммы тока и напряжения при импульсно-дуговой сварке. Режимы: $V_{\text{п}} = 420$ м/ч; диаметр электродной проволоки 1,2 мм; $L_{\text{в}} = 20$ мм; $Q_{\text{г}} = 15$ л/мин; $V_{\text{св}} = 15$ м/ч; $f = 33$ Гц; $t = 3,5$ мс; $I_{\text{и}} = 620$ А; $I_{\text{нг}} = 200$ А; $I_{\text{п}} = 35$ А; $I_{\text{ср}} = 245$ А

Таким образом, применение данного способа позволяет значительно снизить длительность импульса, что в конечном итоге благоприятно скажется на формировании сварного шва.

Выводы: С помощью программы «Electronics Workbench» возможно моделировать процессы, протекающие в электрических схемах модулятора и сварочных цепях при импульсном питании сварочной дуги, что позволило получить требуемые параметры элементов контура для реализации способа сварки.

Библиографический список

1. Патент на изобретение № 2191665, от 27.10.02 г. Способ сварки. Князьков А.Ф., Федько В.Т., Князьков С.А., Крампит А.Г., Крампит Н.Ю., Петриков А.В., Князьков В.Л.
2. Мечев В.С., Сычев Л.И., Слободенюк В.С., Жайнаков А.Ж. Изменение характеристик сварочной дуги в процессе формирования капли при сварке плавящимся электродом в CO_2 . // Автоматическая сварка. – 1983. – № 10. – С. 14 – 17.
3. Крампит А.Г., Крампит Н.Ю. и др. Способ импульсно-дуговой сварки // Пятнадцатая научная конференция. Труды. – Юрга: Изд. ТПУ. – 2002. – С. 32 – 33.
4. Князьков А.Ф., Крампит Н.Ю., Петриков А.В. Способ импульсно-дуговой сварки. / Патент на изобретение № 2133660 от 27.07.99 г.
5. Крампит А.Г., Крампит Н.Ю., Князьков С.А. Выбор модели столба сварочной дуги// Восьмая научная конференция... Труды. – Томск: Изд. ТПУ. – 2002. – С. 169 – 171.

ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА НАПЛАВОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ УПРОЧНЕНИЯ ДЕТАЛЕЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Малушин Н.Н.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Из всех существующих способов восстановления и повышения износостойкости деталей самого разнообразного назначения наибольшее распространение получила наплавка. Широкое применение наплавки для повышения износостойкости и при ремонте деталей металлургического оборудования объясняется гибкостью и простотой этого метода, возможностью наносить на поверхность изделия материалы практически любого химического состава и физико-механических свойств. Благодаря этому наплавкой можно создать на поверхности изделия слой наплавленного металла, обладающий желаемым комплексом свойств, износостойкий при комнатных и повышенных температурах, с высокой твердостью и жаропрочностью, кислотоупорный и т.п. Наплавка экономит дорогие легированные стали, позволяет наиболее полно использовать их ценные свойства путем создания биметаллических изделий, когда на сердцевину, изготовленную из углеродистой стали наплавляется высоколегированный рабочий слой. При этом обеспечивается повышенная долговечность деталей. Экономия металла при многократном использовании изношенных деталей возможна в основном только за счет применения наплавки. Увеличение стойкости детали особенно важно, если от нее зависит работа высокопроизводительного агрегата, а ее замена связана с простоем. Как показывают экономические подсчеты, применение метода наплавки деталей металлургического оборудования обеспечивает ежегодную экономию, исчисляемую миллионами рублей.

Из числа деталей металлургического оборудования в настоящее время наплавляют шейки, бочки и калибры прокатных валков, детали засыпного устройства доменных печей, правильные ролики, ролики рольгангов, ножи для срезания агломерата, крановые колеса, разнообразные валы и оси, металлорежущий инструмент, штампы холодной штамповки, тормозные шкивы различных механизмов, моталки прокатных станов, ножи для резки горячего и холодного металла и ряд других деталей.

Многие детали металлургического оборудования эксплуатируются в сложных напряженных и температурных условиях, подвергаясь воздействию постоянных и циклически изменяющихся температур и нагрузок. Многократное повторение нагрева и охлаждения резко увеличивает термические напряжения, приводит к изменению напряженного состояния и первоначальной структуры, что создает в поверхностном слое трещины термической

усталости, приводит к отслоениям закаленного и наплавленного слоя. Воздействие стационарного и нестационарного теплового режима приводит к значительным изменениям структуры и свойств материалов. При высоких температурах может происходить перераспределение легирующих элементов между твердым раствором и карбидной фазой, что приводит к обеднению твердого раствора легирующими элементами и коагуляции карбидной фазы, а в некоторых случаях сосредоточению ее по границам зерен. В результате происходит общее разупрочнение материала деталей.

Исходя из особенностей поведения сталей и сплавов при высоких температурах и при переменном тепловом режиме, можно сформулировать общие требования, которые целесообразно предъявлять к активному слою наплавленных деталей металлургического оборудования: высокая твердость и износостойкость при нормальных и повышенных температурах, сочетающаяся с вязкостью, статической и усталостной прочностью; теплостойкость (или красностойкость); удовлетворительная теплопроводность; достаточно высокая коррозионная стойкость; минимальное содержание дорогостоящих и дефицитных легирующих элементов. Применительно к наплавке только активного рабочего слоя последнее требование не имеет решающего значения.

Наиболее полно этим требованиям отвечают ставшие традиционными наплавочными материалами хромовольфрамовые теплостойкие и быстрорежущие стали. Кроме этих сталей находят применение при наплавке деталей металлургического оборудования и другие материалы: хромистые стали, высокохромистые чугуны, кобальтовые сплавы с хромом и вольфрамом.

Для наплавки в настоящее время используются сплавы весьма разнообразных композиций. В технической литературе и каталогах можно найти несколько сот вариантов составов наплавленного металла, часто незначительно отличающихся друг от друга, но носящих разнообразные названия и обозначения. Однако основными легирующими элементами в рассматриваемых типах наплавленного металла, применяемого при наплавке деталей металлургического оборудования, являются углерод, хром, вольфрам, молибден и кобальт. Эти элементы обязательные компоненты в большинстве наплавочных материалов, которые можно классифицировать как Fe-C-Cr-W стали. Другим признаком данной группы сталей является структура наплавленного металла, состоящая из мартенсита, остаточного аустенита и карбидов. Для наплавки деталей металлургического оборудования широко применяются наплавочные материалы на основе закаливающихся хромовольфрамовых быстрорежущих и теплостойких сталей. Химический состав хромовольфрамового наплавленного металла колеблется в следующих пределах: углерод – 0,3 – 1,0 %; хром – 2,0 – 4,5 %; молибден – 0,3 – 5,0 %; вольфрам – 4,0 – 18,0 %.

В основном все многообразие составов наплавленного металла является дальнейшей разработкой и модификацией традиционных, хорошо изученных и широко применяемых инструментальных сталей типа 3X2B8 и P18.

Инструментальные стали – это большая группа сталей, которые в результате термической обработки получают высокую прочность, твердость и износостойкость, а также обладают теплостойкостью.

Наиболее характерной и многочисленной группой инструментальных сталей по структурному признаку являются заэвтектоидные и ледебуритные стали. Они имеют после закалки твердую металлическую основу (мартенсит) и распределенные в ней еще более твердые карбиды. Эти стали подвергают отпуску таким образом, чтобы они сохранили мартенситную структуру с дисперсными карбидами, выделившимися из мартенсита, и высокую твердость: HRC 58-60, а чаще HRC 60-65 и выше. Типичный представитель данного класса - наплавленный металл типа стали P18. Металл такого химического состава получают как при наплавке порошковой проволокой ПП-P18, так и электродами типа ЭН-80В18Х4Ф-60. Промышленностью выпускаются электроды дуговой наплавки марок ЭНР-62 и ЦИ-1М. Твердость после наплавки и термической обработки составляет HRC 56-62.

Вторую группу составляют доэвтектоидные инструментальные стали, приобретающие после закалки мартенситную структуру без избыточных карбидов. Структура наплавленного металла после отпуска имеет более низкую твердость HRC 45-55, но большую вязкость. Типичный представитель - одна из наиболее распространенных среди наплавочных материалов, ставшая классической, сталь 3Х2В8. Наплавочные материалы этого класса были разработаны и внедрены доктором технических наук, профессором И. И. Фруминым. В настоящее время при наплавке деталей самого разнообразного назначения применяют порошковую проволоку ПП-3Х2В8 или цельнотянутую ЭИ-701, а также электроды типа ЭН-30Х3В8-40.

Основными легирующими элементами в данных наплавочных материалах являются углерод (0,2 – 1,5 %), хром (1 – 6 %) и вольфрам (1 – 18 %). Влияние комплексного легирования на разупрочнение инструментальных сталей достаточно полно представлено в работах Э. Бейна, Э. Гудремона, Ю.А. Геллера. При высоких температурах наплавленный металл на основе инструментальных сталей обладает высокой прочностью и вместе с тем сохраняет достаточную пластичность.

Кроме хорошей красностойкости у хромовольфрамовых сталей критический интервал температур, при которых начинаются фазовые превращения, расположен достаточно высоко, что является одним из важных требований к составу наплавленного металла. Так, у сталей P18 и 3Х2В8 этот показатель находится в интервале, равном 810 – 860 °С. Это гарантирует при нагреве поверхности детали до температуры 800 °С отсутствие тонкого закаленного слоя, так как объемный эффект превращения способствует образованию трещин.

Одной из главных характеристик инструментальных наплавочных материалов является теплостойкость (или красностойкость), т.е. устойчивость против отпуска при нагреве деталей в процессе работы. По предложению Ю.А. Геллера, все инструментальные стали принято классифицировать по

свойствам и прежде всего по теплостойкости.

Наплавочные материалы на основе закаливающих инструментальных сталей рационально также распределить на три группы: теплостойкие, полутеплостойкие и нетеплостойкие.

Нетеплостойкий наплавленный металл приобретает высокую твердость, износостойкость и прочность в результате мартенситного превращения при закалке. Однако эти свойства сохраняются лишь при невысоком нагреве. Отпуск выше 200 – 300 °С вызывает почти полный распад мартенсита и значительную коагуляцию выделяющихся карбидов, представляющих собой карбиды цементитного типа, это снижает твердость, износостойкость и прочность. По химическому составу нетеплостойкие наплавочные материалы углеродистые или со сравнительно небольшим количеством легирующих элементов (до 3 – 5 %), по структурному признаку – заэвтектоидные и доэвтектоидные. Типичные составы наплавленного металла: 45X5Г, 70X3МН, 30X4СГ, 60X2СМ, У10Х3ГМ и др. Применяют при наплавке посадочных мест различных валов, шеек коленчатых валов

Характерные для полутеплостойкого металла наплавочные материалы – высокохромистые (3 – 18 %), высокоуглеродистые (1 – 1,5 %), главным образом ледебуритные. Высокую твердость и прочность они приобретают в результате мартенситного превращения при закалке. Однако, при отпуске 250 – 400 °С из твердого раствора выделяются карбиды хрома и легированный цементит, обладающий большей устойчивостью против коагуляции, вследствие чего наплавленный металл сохраняет повышенную твердость до более высоких температур. В зависимости от содержания углерода и хрома наплавленный металл имеет ферритную, полуферритную и аустенитно-мартенситную структуру. Наиболее широко применяются коррозионноустойчивые хромистые стали для наплавки деталей газовой и нефтехимической аппаратуры, работающей при температуре до 400 – 450 °С, плунжеров прессов и некоторых видов штампов. Типичный состав наплавленного металла: 120Х12М, 200Х12ВФ, Х15Н2С2 и др.

К теплостойкому наплавленному металлу следует отнести сложнолегированные стали, приобретающие высокую твердость, прочность и износостойкость в результате двойного упрочнения: мартенситного при закалке и дисперсионного твердения при отпуске (500 – 625 °С), вызываемого выделением упрочняющих фаз. Такими фазами для большинства сталей являются сложные карбиды вольфрама, молибдена, ванадия, создающие карбидное упрочнение, а у некоторых сталей и сплавов – интерметаллиды, создающие интерметаллидное упрочнение. Карбиды названных элементов выделяются из мартенсита и коагулируют при 500 – 650 °С, а интерметаллиды – при 650 – 720 °С. Свойства, полученные термической обработкой, сохраняются при высоком нагреве. Стали с карбидным упрочнением при повышенном содержании углерода более 0,6 % – ледебуритные. Из этой группы наиболее широко известна своими свойствами сталь Р18. При меньшем содержании углерода и легирующих элементов стали с карбидным упрочнением – заэвтек-

тоидные, их используют преимущественно для наплавки штампов горячего деформирования, валков прокатных станов. В этой группе наплавочных материалов наиболее широко и успешно применяется сталь 3Х2В8.

Другой важной характеристикой наплавленного хромовольфрамового металла является его высокая способность к закалке. По этому признаку инструментальные стали относятся к закаливающимся. Предлагаемая классификация наплавочных материалов дополняет классификацию наплавленного металла по химическому составу.

Хромовольфрамовые теплостойкие стали высокой твердости наиболее полно удовлетворяют требованиям, предъявляемым к активному слою многих деталей металлургического оборудования. Применение их при наплавке деталей даёт значительное повышение стойкости и производительности, экономит расход дорогих легирующих элементов. Сравнительно высокая стоимость и дефицитность вольфрама ограничивает применение хромовольфрамовых сталей для изготовления цельнометаллических изделий. Наплавка позволяет использовать преимущества этих сталей при минимальном расходе дорогих легирующих элементов. Хорошая изученность данного класса позволяет создавать наиболее рациональные наплавочные материалы, наиболее полно использовать свойства основных легирующих элементов W и Cr при их оптимальном содержании в металле наплавки, что открывает дальнейшие перспективы для более широкого использования закаливаемых инструментальных сталей в качестве наплавочных материалов для износостойкой наплавки деталей металлургического оборудования.

УДК 621.791:620.22

НОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ В СВАРОЧНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Кузнецов М.А., Колмогоров Д.Е., Сабиров И.Р.

***Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга***

В начале XXI века возникла необходимость коренного повышения научно-технического уровня экономики во всем мире. Для решения этой задачи требуется проведение обширных научных исследований, а также массовое внедрение новых прогрессивных технологий в промышленное производство. Согласно прогнозам многих авторитетных организаций, приоритетными являются работы в области создания наноматериалов. Именно они в числе прочих будут способствовать существенному повышению эффективности производства в таких сферах, как машиностроение, энергетика, строительство, сельское хозяйство, медицина и др. [1].

Нанопорошки – только один из многих, имеющихся на сегодняшний

день наноматериалов, который можно производить из сотен различных материалов. В наноструктурном состоянии у материала в несколько раз по сравнению с обычными крупнокристаллическими материалами повышается прочность [2].

В современном мире нанопорошки уже нашли свое применение в таких отраслях как: электроника и информационные технологии, химическая промышленность, медицина и фармакология, косметология, точная механика и оптика, материаловедение, а также в сварочном производстве и др. Но стоит отметить, что направление, касающееся сварочного производства, пока является новым, поэтому и относящихся к нему работ не так много. Однако уже есть некоторые научные разработки в области внедрения наноматериалов в сварочное производство.

Например, в работе [3] представлено применение наноматериалов и высокотемпературной обработки никельхромовых сплавов при электрошлаковом литье и электрошлаковой сварке. Возможно управление микро- и макроструктурой жаропрочных никельхромовых сплавов и их физико-механическими свойствами при помощи введения в расплав наночастиц карбонитрида титана в виде нанокристаллов, которые служат центрами кристаллизации. Установлено, что при образовании суспензии с избирательной адсорбцией химических элементов, входящих в состав структурных составляющих сплавов в условиях кристаллизации можно изменить их морфологию.

Как и в электрошлаковой сварке нанопорошки применяются еще в одном виде сварки – лазерная сварка. На данный момент это один из видов сварки, где нанопорошки находят все большее применение.

В работе [4] представлена разработанная технология лазерной сварки с применением нанопорошка, позволяющая получать сварной шов с существенно улучшенными прочностными свойствами. Основная идея новой представленной технологии – введение в сварной шов порошка тугоплавкого соединения (например, карбида или нитрида титана) с наноразмерными частицами. Это даёт возможность управлять процессом кристаллизации металла при сварке. Введение нанопорошка в сварной шов изменяет процесс зарождения, которое происходит на наноразмерных частицах на границе контакта трёх фаз (наночастица – зародыш – расплав) и резко изменяет строение и величину (морфологию и дисперсность) растущего зерна. Структура шва вместо игольчато-дендритной становится квазиравноосной и мелкодисперсной. Сварной шов с дендритно-игольчатой структурой не столь прочен, как с мелкодисперсной. Уменьшается размер неметаллических включений, соответственно повышаются механические свойства (прочность и пластичность) металла шва, возрастает в несколько раз относительное удлинение, увеличиваются предел прочности и предел текучести.

Так, в работах [5, 6] рассмотрены исследования процесса лазерной сварки с применением нанопорошковых инокуляторов. В качестве нанопорошковых инокуляторов использовались тугоплавкие соединения TiN, TiC,

Y_2O_3 , а также их смесь, плакированные хромом. Подготовленная композиция наносилась в виде суспензии на поверхность свариваемых пластин. Установлено, что применение наномодификаторов позволяет повысить скорость сварки при той же мощности луча за счет увеличения коэффициента поглощения интенсивности лазерного излучения. При этом уменьшается ширина сварного шва, зона термического влияния улучшается качество соединения, измельчается структура сварного шва, существенно возрастают его механические характеристики. В частности в работе [7] рассматривалась лазерная сварка стали с титановым сплавом. Для проведения опытов использовались коррозионно-стойкая сталь и титановый сплав с промежуточными вставками, наиболее эффективной оказалась вставка на основе меди М1. Соединение с медной вставкой обладает достаточно высокой прочностью сварного соединения.

Помимо сварки плавлением наноструктурируемые материалы нашли свое применение и в сварке давлением.

Например, в работе [8] описывается применение наноструктурных материалов при диффузионной сварке жаропрочных никелевых сплавов. Для сохранения в сварном соединении структурной и кристаллографической ориентировки исходного материала рассмотрена возможность использования в качестве соединительного слоя при диффузионной сварке отмеченных сплавов пленок из никель-алюминиевого сплава с различным структурным состоянием: наноструктурные кристаллические монолиты интерметаллидов Ni_3Al и $NiAl_3$, полученные методом сверхбыстрой кристаллизации и осаждением из паровой фазы, а также многослойные пленки, состоящие из отдельных слоев никеля и алюминия. Установлено, что использование в качестве промежуточного слоя пленок в наноструктурном состоянии позволяет активизировать процесс диффузионной сварки никелевых сплавов.

Следует отметить, что при обычных способах сварки осуществляется нагрев металлических материалов до температуры, которая обеспечивает их расплавление или активацию диффузионных процессов в зоне соединения. Нагрев до высокой температуры приводит к необратимым структурным превращениям и деградации первоначальных физико-механических свойств материала [9].

Идея решения такой задачи в целом базируется на том, что температуру процесса соединения в твердой фазе можно снизить, если в качестве сварочных присадок применить быстрокристаллизующиеся аморфизированные гомогенные ленты или композиционные тонкопленочные материалы с нанослойной структурой. В таких материалах вследствие неравновесного состояния тонкой структуры имеет место существенное снижение температуры, при которой интенсивно протекают диффузионные процессы. В качестве сварочных присадок разработаны и используются многослойные наноструктурные пленки, которые состоят из многослойных композиций различных металлических элементов (Ti/Al, Ni/Al, Cu/Al). Эти пленки обладают высокими значениями сопротивления пластической деформации и упругого вос-

становления, также целым рядом важных эксплуатационных характеристик: высокой твердостью, жаростойкостью, износо- и коррозионной стойкостью, устойчивостью к ударным воздействиям, высокими значениями электросопротивления. Например, замена прослойки обычного алюминия (базовый вариант) на фольгу из нанослойных конденсатов позволяет снизить температуру сварки композита на 80 – 100 °С, обеспечить качественное формирование неразъемного соединения при меньшем сварочном давлении [9].

Особенности контактной сварки алюминидов титана с использованием нанослойных алюминиево-титановых, алюминиево-никелевых и алюминиево-медных фольг рассмотрены в работах [10, 11]. Исследования проводились при помощи диффузионной, электронно-лучевой, прессовой и контактной сварки без использования наноструктурных фольг, соединения, полученные этими способами сварки, имели слабые прочностные характеристики и наличие трещин в шве и зоне термического влияния. В отличие от этих видов контактная сварка с применением наноструктурных фольг является перспективным способом соединения тугоплавких материалов. В экспериментах использовали сплав Ti-47A-1,5Cr-2Nb. При контактной сварке с использованием наноструктурных фольг наблюдается интенсивное выделение тепла в стыке, что уменьшает время сварки, уменьшение грат и зоны термического влияния, снижение температуры сварки, соединение имеет стабильную макроструктуру. Лучшие результаты достигнуты при использовании фольги толщиной 60 – 100 мкм, при использовании фольги более 150 мкм необходимо применить более жесткие режимы сварки [10, 11].

В работе [12] представлено получение неразъемных соединений сплавов на основе TiAl с использованием нанослойной прослойки способом диффузионной сварки в вакууме. Применение традиционных способов сварки, основанных на плавлении материала в зоне сварки, показало, что качество соединения зависит от режима сварки. При отклонении режима от оптимального в зоне термического влияния возникают напряжения, что приводит к образованию трещин. Перспективным представляется использование диффузионной сварки в вакууме. Объектом исследования был выбран сплав Ti-48Al с добавками ниобия и марганца. Соединение, полученное диффузионной сваркой без нанопрослойки, имеет хрупкую прослойку, что снижает прочность, а соединение с нанопрослойкой (Ti/Al толщиной 20 мкм) имеет структуру подобную основному металлу. Отсутствие пор и трещин в зоне шва, так и в зоне термического влияния свидетельствует о высоком качестве сварного соединения.

Таким образом, рассмотрены примеры неразъемного соединения трудносвариваемых материалов с использованием наноструктурных материалов в виде наночастиц и нанопорошков. Благодаря, использованию новых технологий сварки плавлением и давлением появилась возможность успешно соединять материалы с особыми свойствами.

Библиографический список

1. Гусев А.И. Нанокристаллические материалы: методы получения и свойства. – Екатеринбург. Уро. РАН, 1998. – 199 с.
2. Новые материалы / Под ред. Ю.С. Карабасова. – М.: МИСИС, 2002. – 736 с.
3. Жеребцов С.А. Применение наноматериалов и высокотемпературной обработки никельхромовых сплавов при электрошлаковом литье: автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. – Новокузнецк, 2006. – 22 с.
4. Наночастицы в каждый самолет // Наука и жизнь. – 2008. – № 4. – С. 8.
5. Афонин Ю.В., Черепанов А.Я., Оришич А.М., Батаев А.А., Буров В.Г., Маликов А.Г. Лазерная сварка титана с использованием нанопорошковых инокуляторов. // Исследование, разработка и применение высоких технологий в промышленности: сборник трудов 5 Международной научно-практической конференции. – Санкт-Петербург, 2008. – Т. 12 – с. 322-324.
6. Черепанов А.Н., Афонин Ю.В., Маликов А.Г., Оришич А.М. О применении нанопорошков тугоплавких соединений при лазерной сварке и обработке металлов и сплавов // Тяжелое машиностроение. – 2008. – № 4. – С. 25 – 26.
7. Черепанов А.Н., Афонин Ю.В., Оришич А.М. Лазерная сварка стали с титановым сплавом с применением промежуточных вставок и нанопорошковых инокуляторов // Тяжелое машиностроение. – 2009. – № 8. – С. 24 – 26.
8. Ющенко К.А., Задерий Б.А., Звягинцева А.В., Кушнарцева Т.Н., Несмих В.С., Полищук Е.П., Савченко В.С. Применение наноструктурных материалов при диффузионной сварке жаропрочных никелевых сплавов // Автоматическая сварка. – 2006. – № 11. – С. 3 – 10.
9. Патон Б.Е., Ищенко А. Я., Устинов А.И. Применение нанотехнологии неразъемного соединения перспективных легких металлических материалов для аэрокосмической техники // Автоматическая сварка. – 2008. – № 12. – С. 5 – 12.
10. Кучук-Яценко В.С., Швец В.И., Сахацкий А.Г., наконецный А.А. Особенности контактной сварки алюминидов титана с использованием нанослойных алюминиево-титановых фольг // Автоматическая сварка. – 2009. – № 3. – С. 19 – 22.
11. Кучук-Яценко В.С., Швец В.И., Сахацкий А.Г., наконецный А.А. Особенности контактной сварки алюминиевых сплавов с использованием наноструктурных алюминиево-никелевых и алюминиево-медных фольг // Сварочное производство. – 2007. – № 9. – С. 12 – 14.
12. Устинов А.И., Фальченко Ю.В., Ищенко А.Я., Харченко Г.К., Мельниченко Т.В., Муравейник А.Н. Получение неразъемных соединений сплавов на основе γ -TiAl с использованием нанослойной прослойки Ti/Al способом диффузионной сварки в вакууме // Автоматическая сварка. – 2009. – № 1. – С. 17 – 21.

ДИСКРЕТНАЯ СТРУКТУРА КАТОДНОГО ПЯТНА И ТОКОПРОВОДЯЩЕГО КАНАЛА ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ДУГИ

СТЕПАНОВ А.П., СОТОКИНА Ю.В.

*Юргинский технологический институт
Томского политехнического университета
г. Юрга*

Эффективное развитие современных сварочных технологий неизбежно требует глубоких теоретических познаний о физических явлениях, происходящих при сварке. Так при сварке электрической дугой большое значение имеет понимание механизма горения дуги, процессов в столбе электрической дуги и приэлектродных областях. Считается, что катодные процессы играют определяющую роль в дуговом разряде, так как их совокупность обеспечивает прохождение электрического тока. Вопрос о механизме эмиссии электронов из катодного пятна дуги до сих пор остается открытым. Принято, что основным процессом эмиссии электронов при сварке электрической дугой является авто- и термоэлектронная. При этом последней отводится основная роль.

Термоэлектронная эмиссия обусловлена наличием в нагретом металле электронов со скоростями, достаточными для преодоления потенциального барьера на поверхности металла. Величина плотности тока термоэлектронной эмиссии зависит от температуры катода, работы выхода и свойств поверхности и описывается уравнением Ричардсона-Дешмана

$$j_e = AT^2 \exp \left\{ -\frac{e\varphi}{kT} \right\}, \quad (1)$$

где j_e – плотность тока эмиссии, A/cm^2 ;

A – эмиссионная постоянная (постоянная Ричардсона), которая равна $120 \text{ A} \cdot \text{cm}^2 / \text{град}^2$,

T – абсолютная температура катода, K ;

$\exp$ – основание натуральных логарифмов ($e = 2,718$);

$e = 1,62 \cdot 10^{-19} \text{ Кл}$ – элементарный заряд;

φ – работа выхода электрона из металла, Дж ;

$k = 1,38 \cdot 10^{-23} \text{ Дж/К}$ – постоянная Больцмана.

Для описания эмиссионного процесса на катоде термоэлектронный механизм был предложен раньше других и успешно использован для описания поведения угольной дуги. Однако применение термоэлектронного механизма к дугам, горящим на металлических электродах, не позволяет объяснить наблюдаемые экспериментально плотности тока.

На рисунке 1 показан отпечаток следа на плоском катоде из нержавеющей стали электрической дуги на воздухе при токе дуги $I = 2 - 3 \text{ А}$ и на-

пряжении $U = 45$ В. Анализ отпечатка показывает, что при данном режиме горения дуги катодное пятно вращалось по окружности диаметра порядка 120 мкм . Следом этого вращения является темная кольцеобразная область. Ширина темного кольца порядка 30 мкм , следовательно, радиус активного пятна дуги при данных режимах горения составлял около 15 мкм .

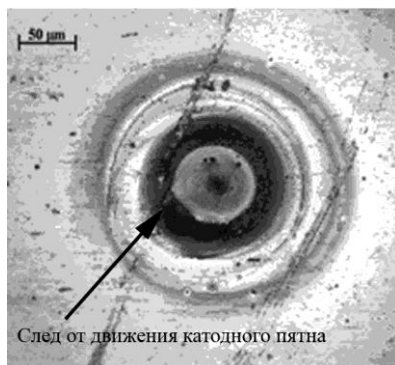


Рисунок 1 – Отпечаток электрической дуги на катоде из нержавеющей стали

Плотность тока дуги в катодном пятне равна

$$j_e = \frac{I}{S} = \frac{4I}{\pi d^2} = \frac{4 \cdot 3}{3,14 \cdot (30 \cdot 10^{-4})^2} = 4,24 \cdot 10^5 \text{ А/см}^2.$$

Для меди работа выхода из металла $\phi = 4,26 \text{ эВ}$. Построим график плотности тока термоэлектронной эмиссии по формуле (1) для меди (Cu) (рисунок 2).

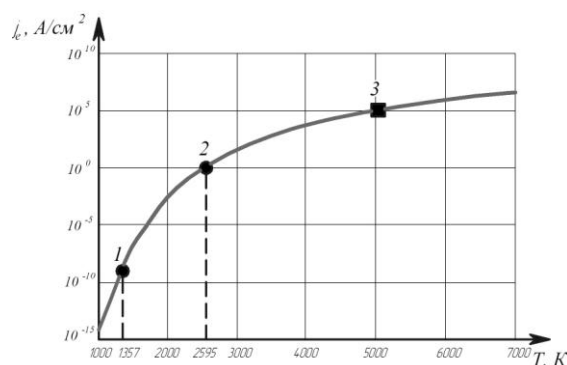


Рисунок 2 – Зависимость плотности тока термоэлектронной эмиссии от температуры для меди

На рисунке 2 точка 1 соответствует плотности тока при температуре плавления меди ($t_{\text{пл}} = 1357 \text{ К}$), точке 2 соответствует температура кипения меди ($t_{\text{кип}} = 2595 \text{ К}$) и точка 3 соответствует рассчитанной плотности тока в катодном пятне $j_e = 4,24 \text{ А/см}^2$. Из рисунка видно, что точке 3 соответствует

температура меди $T = 5000 \text{ K}$, что почти в два раза превышает температуру кипения меди. Такой большой температуры на медном катоде экспериментально не зафиксировано.

Следовательно, применять термоэлектронный механизм эмиссии к дугам, горящим на металлических электродах, нельзя, так как большинство металлов не могут быть нагреты до температур, достаточных для заметной эмиссии электронов. Но даже в тех случаях, когда возможен нагрев металла до температур, необходимых для поддержания тока дуги вследствие термоэмиссии, наблюдаются явления, которые невозможно объяснить с позиций термоэлектронного механизма. Так, на вольфраме может гореть электрическая дуга с катодным пятном, хотя сам катод остается холодным, а при нагреве его до высокой температуры дуга с пятном переходит в дугу без пятна, т.е. становится термоэлектронной.

Для объяснения явлений в дуге, которые не укладывались в рамки термоэлектронной гипотезы, был предложен автоэлектронный механизм эмиссии (Ленгмюр). Эта гипотеза утверждает, что у катода под влиянием объемного заряда положительных ионов может возникнуть электрическое поле, достаточное для существенного снижения потенциального барьера и возникновения холодной эмиссии электронов. Однако имеются обоснованные сомнения в применении механизма автоэлектронной эмиссии к катодам дуг, горящих на металлических электродах. Например, для создания у катода напряженности поля порядка $10^7 - 10^8 \text{ В/см}$, необходимого для получения достаточной плотности эмиссионного тока, требуются очень высокие плотности тока, действие которого приведет к тому, что поверхность катода будет находиться в состоянии непрерывного теплового разрушения.

Не изменяется положение дел и при переходе к термоавтоэлектронному механизму. Этот механизм предполагает усиление автоэмиссионного тока вследствие термического возбуждения электронов. Однако для катодов с низкой температурой кипения термическое возбуждение электронов может быть лишь незначительным, и приемлемый термоавтоэлектронный механизм неизбежно превращается в вызывающий сомнения автоэлектронный механизм эмиссии.

Из новых подходов обращают на себя внимание работы, в которых авторы берут на вооружение идею о взрывной эмиссии электронов. Суть этого явления состоит в следующем. Металлический катод в виде острия, попадая в сильное электрическое поле, в течение короткого времени нагревается автоэмиссионным током и взрывается. Возникающая при этом плазма распространяется от катода, многократно усиливая эмиссию электронов.

Попытки использовать этот механизм для объяснения катодных процессов дуги вызывают большой интерес, однако встречаются серьезные затруднения. Одно из них связано с необходимостью регенерации взрывающихся острий. Кроме того, трудно ответить на вопрос, как можно получить необходимые для взрыва напряженности поля при типичных размерах микроострий порядка 10^{-5} см на поверхности катода и при катодном падении по-

тенциала порядка 10 В.

Ввиду отмеченных трудностей этих гипотез и неспособность их объяснить многие явления в катодном пятне, вопрос о механизме дугового разряда остается открытым. Для объяснения механизма горения дуги и явлений в катодном пятне была предложена электродинамическая вихревая модель [1].

В этой модели дуги эмиссионный процесс на катоде начинается в результате автоэлектронной эмиссии с микровыступов катода.

При значении напряженности внешнего электрического поля порядка $10^6 - 10^8$ В/см с выступов микронеровностей будет происходить автоэлектронная эмиссия. Под действием внешнего электрического поля электроны проводимости микроострий немедленно придут в упорядоченное, направленное движение и будут «стекать» с острия.

Для проводников выполняется принцип *электронеutrальности*: в отсутствие электрического тока заряды распределяются только на поверхности проводника. В толще металла электродов электрическое поле равно нулю. Следовательно, в результате ухода электронов с острия в области выступа появится локально некомпенсированный положительный заряд (рисунок 3) и, следовательно, локальное электрическое поле.

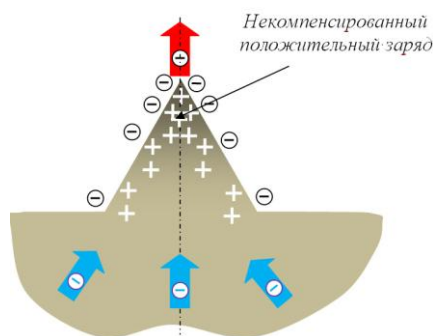


Рисунок 3 – Образование некомпенсированного заряда в объеме микровыступа

Под воздействием сил этого поля электроны из приповерхностной зоны катода придут в движение. Они будут двигаться к направлению выступа для компенсации избыточного положительного заряда выступа (рисунок 3). В итоге устанавливается динамическое равновесие между уходом электронов и их приходом, т.е. возникнет ток, текущий через микроострие. Под воздействием этого тока будет происходить джоулев нагрев металла микронеровности катода, плавление и испарение микровыступов. Следовательно, микроструктура катода должна иметь ячеечное строение, что и наблюдается экспериментально.

В ряде работ [2 – 4] по исследованию высоковольтных наносекундных разрядов в воздухе атмосферного давления обнаружена микроструктура то-

ковых каналов, представляющая собой совокупность тонких каналов микронного диаметра. Так в [2, 3] при исследовании высоковольтного диффузного разряда обнаружены микроканалы диаметром $\Delta_{\text{mic}} = 5 - 10 \mu\text{m}$, объединенные в скопления $N \sim 1000$ штук при среднем расстоянии $D \sim 100 \mu\text{m}$ между ними.

Аналогичная микроструктура обнаружена в искровом разряде наносекундного диапазона, формируемом в однородном и резко-неоднородном промежутках [4]. На рисунке 4, а приведен отпечаток токового канала искрового разряда на заземленном электроде. Из рисунка видно, что искра обладает внутренней микроструктурой, представляющей собой скопление.

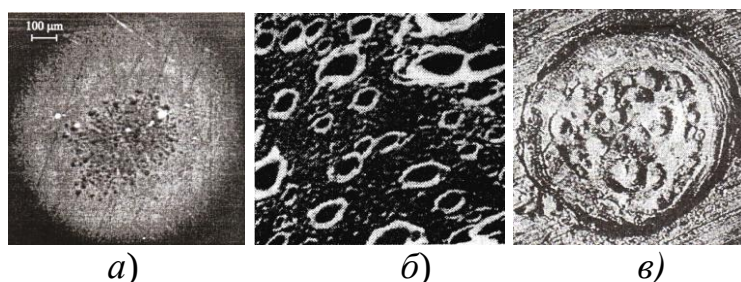


Рисунок 4 – Отпечатки искры на заземленном электроде (а), катодного пятна вакуумной дуги (б) и катодного пятна открытой сварочной дуги (в) $I = 60 \text{ A}$

Аналогичная картина регистрировалась и на потенциальном электроде. На рисунке 4, б показаны кратеры на оксидированном молибденовом катоде для катодных пятен первого типа электрической дуги в вакууме. [5].

На рисунке 4, в приведен отпечаток катодного пятна открытой сварочной дуги, горящей между электродами из стали Ст3 диаметром 10 мм. Режим горения импульсной дуги: $I_d = 60 \text{ A}$, $U_d = 24 \text{ В}$, время импульса $t_{\text{и}} = 0,01 \text{ с}$. [6]. Установлено, что катодное пятно открытой сварочной дуги, горящей между металлическими электродами, состоит из автономных пятен. Этот факт отмечен также в работах [7 – 9].

Приведенные экспериментальные данные подтверждают положение электродинамической вихревой модели дуги о том, что при возбуждении дуги формируется электронный вихревой токопроводящий канал, состоящий из множества отдельных вихревых нитей. Ток катода в основном является током проводимости, определяется движением электронов и течет через ячейки – микронеровности катода.

Библиографический список

1. Немова Т.Н., Степанов А.П. Вихревой механизм возбуждения электрической сварочной дуги // Сварочное производство. 2008. № 6. – С. 20 – 24.
2. Буранов С.Н., Горохов В.В., Карелин В.И. и др. // Квантовая электроника. 1991. Т. 18. Вып. 7. С. 891 – 893.
3. Буранов С.Н., Горохов В.В., Карелин В.И. и др. Микроструктура токовых

- каналов и убегание электронов в высоковольтных диффузных разрядах атмосферного давления. Исследования по физике плазмы / Под ред. В.Д. Селемира, А.Е. Дубинова. Саров, 1998. С. 39–67.
4. Перминов А.В., Тренкин А.А. // ЖТФ. 2005. Т. 75. Вып. 9. С. 52 – 55.
 5. Месяц Г.А. Эктоны. Часть 2. Екатеринбург: УИФ, Наука, 1994. 249 с.
 6. Норин П.А., Малышев Н.И. Структура, геометрические и физические характеристики катодного пятна открытой сварочной дуги // Сварочное производство. 2001. № 9. С. 3 – 5.
 7. Кесаев И.Г. Катодные процессы электрической дуги. М.: Наука, 1968. 244 с.
 8. Ленивкин В.А., Дюргеров Н.Г., Сагиров Х.Н. Технологические свойства сварочной дуги в защитных газах. М.: Машиностроение, 1989. 264 с.
 9. Лесков Г.И. Энергетические характеристики дуги со стальными электродами в атмосфере водорода // Автоматическая сварка. 1993. № 10. С. 3 – 5.

УДК 621.791.03

ВЛИЯНИЯ ТИПА ИСТОЧНИКА ПИТАНИЯ ПРИ ДУГОВОЙ СВАРКЕ ПЛАВЛЕНИЕМ НА ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ СВАРНОГО ШВА И МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СВАРНОГО СОЕДИНЕНИЯ

Ильященко Д.П., Смолянин А. А., Коинов А.В.

***Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга***

Надежность сварных соединений металлоконструкций технических устройств в электрической, нефтедобывающей, горнодобывающей, химической, машиностроительной и других отраслях промышленности существенно влияет на безопасность и экономическую эффективность производства.

При сварке металлоконструкций, трудно поддающихся методам рациональной механизации, автоматизации и роботизации, ручная дуговая (РД) сварка электродами с покрытием является одним из ведущих технологических процессов. Объясняется это гибкостью, простотой, универсальностью и меньшими затратами на вспомогательные операции и оборудование. По этим причинам при ремонте, монтаже и реконструкции технических устройств ручная дуговая сварка не имеет альтернатив.

В работах [1, 2] было установлено о влияние типа источника питания на стабильность процесса сварки, величину разбрызгивания, протяженность зоны термического влияния, однако о влиянии его на хим. состав, микроструктуру сварного шва и механические свойства сварного соединения

Для проведения комплексного исследования были заварены образцы:

1 – труба 159х6 сталь 09Г2С, электроды корень: LB-52U (d = 2,6 мм),
заполнение: LB-52U (d=3,2мм) от различных источников питания: диодного

выпрямителя ВД-306 и инвертора нового поколения Nebula-315.

2 – сталь 45, электроды корень: УОНИ 13/45 ($d = 3$ мм), заполнение: УОНИ 13/45 ($d = 4$ мм), с предварительным подогревом деталей до 300°C и последующим медленным охлаждением, от различных источников питания: диодного выпрямителя ВД-306 и инвертора нового поколения Nebula-315.

В результате анализа осциллограмм от инвертора и диодного выпрямителя (рисунок 1) установлено различие энергетических параметров процесса сварки во время образования и переноса капли электродного металла. При сварке инверторным источником амплитуда тока изменяется в пределах 100 – 120 А, а при сварке диодным выпрямителем – в пределах 70 – 140 А при том же значении среднего сварочного тока. Следовательно, изменяется тепловое воздействие дуги на каплю электродного металла.

Для расчета энергии дуги от различных источников питания, вложенной в каплю электродного металла использовали осциллограммы тока и напряжения дугового промежутка [3]. По значениям тока и напряжения в ключевых точках провели сравнительный анализ теплового воздействия сварочного тока на каплю электродного металла при сварке от диодного выпрямителя и инвертора. Для расчета теплоты вводимой в каплю применили закон Джоуля-Ленца с учетом энергии, переходящей в каплю [4]:

$$Q = 0,24 \cdot I \cdot U \cdot t, \quad \text{Дж}, \quad (1)$$

Используя данные осциллограмм, расчет введенной теплоты можно провести двумя методами: графоаналитическим и аналитическим.

Графоаналитический метод в качестве исходных данных берет дискретные значения осциллограмм для расчета по уравнению:

$$Q = 0,24 \cdot \sum_{n=1}^m I \cdot U \cdot t, \quad \text{Дж}, \quad (2)$$

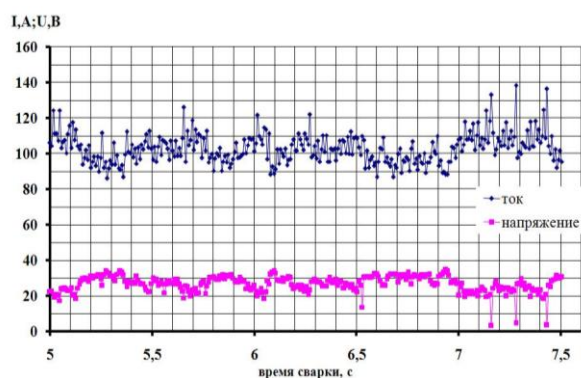
где m – число значений.

Для решения задачи этим методом требуется использовать множество значений тока и напряжения во времени.

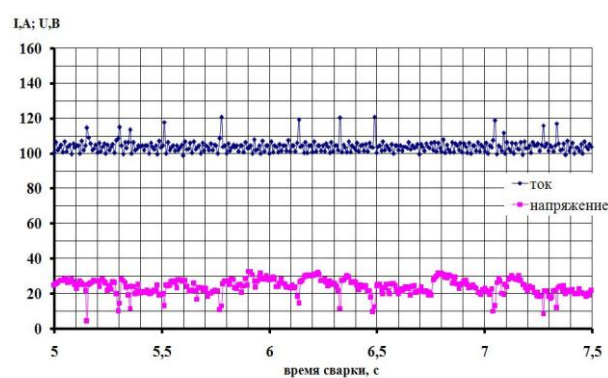
Аналитический метод учитывает погрешности экспериментального оборудования и пилообразную кривую, отражающую сварочный ток во время образования и перехода капли в сварочную ванну. Изменения тока и напряжения можно представить как линейные и с высокой степенью точности считать отрезками прямой линии. Переломные моменты тока и напряжения синхронизированы во времени. Энергию, затрачиваемую на плавление электродного металла в единицу времени, можно определить по уравнению:

$$Q(t) = 0,24 \sum_{i=0}^{i=n} \int_{t_n}^{t_{n+1}} I_n(t) \cdot U_n(t) \cdot t \cdot dt. \quad (3)$$

Расчеты выполненные аналитическим методом показывают, что при сварке от инверторного источника питания энергия затрачиваемая на плавление электродного металла за 1 секунду в среднем составляет $Q_k = 1,0870 \times 10^7$ Дж, а при сварке от диодного выпрямителя – $Q_k = 1,2061 \times 10^7$ Дж.



а)



б)

а – источник питания – диодный выпрямитель ВД-306; б – источник питания – инвертор Nebula-315

Рисунок 1 – Осциллограммы токов и напряжения (электроды марки LB -52U диаметром 3,2 мм)

Результаты проведенного химического анализа сварного шва [3] представлены в таблицах 1, 2.

Таблица 1 – Химический состав сварного шва выполненного из трубы Ø159×6 (сталь 09Г2С) электродами марки LB 52U

Тип источника питания	Химический состав, %							
	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
ВД-306	0,10	0,52	1,03	0,010	0,014	0,03	0,05	0,03
Nebula-315	0,09	0,60	1,23	0,010	0,014	0,03	0,06	0,03

Таблица 2 – Химический состав сварного шва выполненного из образцов из стали 45 электродами марки УОНИ 13/55

Тип источника питания	Химический состав, %						
	C	Si	Mn	P	Cr	Ni	Cu
ВД-306	0,11	0,30	0,92	0,019	0,06	0,05	0,09
Nebula-315	0,12	0,31	1,00	0,02	0,06	0,06	0,10

Отличия, полученные в проведенном исследовании химического состава сварного шва, можно объяснить различным тепловложением в каплю электродного металла от различных типов источников питания, что позволяет предположить и различные механические свойства сварных соединений выполненных РДС от различных типов источника питания.

Механические свойства сварных соединений выполненных РДС от различных типов источника питания (по ГОСТ 6996-70 [6]) представлены в таблицах 3 и 4.

По результатам проведенных исследований установлено, что тип источника питания сварки оказывает значительное влияние на химический состав сварного шва и механические свойства сварных соединений. При использовании инверторного источника питания нового поколения происходит

меньшее тепловложение в каплю расплавленного электродного металла, что обеспечивает снижение выгорания кремния и марганца, повышение ударной вязкости сварных соединений при отрицательной температуре.

Таблица 3 – Механические свойства сварных соединений выполненных из трубы Ø159×6 (сталь 09Г2С) электродами марки LB 52U

Источник питания	Предел временного сопротивления разрыву σ_B , МПа	Угол загиба наружу, во внутрь и на ребро, °	Ударная вязкость КСУ, Дж/см ² (надрез по центру шва)			
			+20	0	-20	-40
ВД-306	<u>541-543</u> 542	<u>120-120</u> 120	<u>201-220</u> 210	<u>212-223</u> 216	<u>200-233</u> 219	<u>143-230</u> 182
Nebula-315	<u>550-560</u> 556	<u>120-120</u> 120	<u>208-226</u> 217	<u>215-254</u> 235	<u>224-250</u> 237	<u>150-258</u> 193

Таблица 4 – Механические свойства сварных соединений выполненных из стали 45 электродами марки УОНИ 13/55

Источник питания	Предел временного сопротивления разрыву σ_B , МПа	Угол загиба (наружу, во внутрь и на ребро, °)	Ударная вязкость КСУ, Дж/см ² (надрез по центру шва)	
			+20	-40
ВД-306	<u>645-650</u> 648	<u>120-120</u> 120	<u>71,5-112,7</u> 92,1	<u>10-15</u> 12,5
Nebula-315	<u>647-654</u> 650	<u>120-120</u> 120	<u>105,1-129,6</u> 117	<u>50-67,2</u> 58,6

Библиографический список

1. Ильященко Д.П. Источник питания как энерго и ресурсосберегающий фактор в сварочном производстве [Текст] / Д.П. Ильященко, Д.А. Чинахов // Новые промышленные технологии. № 3. 2010. – С. 40 – 42.
2. Ильященко Д.П. Технологические особенности ручной дуговой сварки покрытыми электродами с применением различных типов источников питания [Текст] / Д.П. Ильященко, Е.А. Зернин // Сварочное производство. № 6. 2010. – С. 26 – 29.
2. ГОСТ 18895-97. Сталь. Метод фотоэлектрического спектрального анализа.
3. Брунов О.Г. Механизированная сварка в среде активных газов с импульсной подачей сварочной проволоки: научное издание – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2007. – 137 с.
4. Лесков Г.И. Электрическая сварочная дуга. М., «Машиностроение», 1970, 335 с.
5. ГОСТ 6996-70. Сварные соединения. Методы определения механических свойств.

ЛЕГИРОВАНИЕ БЫСТРОРЕЖУЩИХ СТАЛЕЙ АЗОТОМ ПРИ ПЛАЗМЕННОЙ НАПЛАВКЕ

ИГУШЕВ В.Ф., ВОСТРЕЦОВ Г.Н. ЖУРАВЛЕВ А.Е.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Применение для наплавки деталей хромовольфрамомолибденовых теплостойких инструментальных сталей, обладающих высокой твердостью, теплостойкостью и износостойкостью, может обеспечивать повышение эксплуатационных характеристик наплавленных деталей. Высокую твердость, прочность и износостойкость эти стали приобретают в результате процесса упрочнения, вызванного мартенситным превращением переохлажденного остаточного аустенита, а также дисперсионным упрочнением при выделении карбидной фазы. Стали данного класса сочетают теплостойкость (500 – 600 °С) с высокой твердостью (HRC 63 – 65) и повышенным сопротивлением пластической деформации.

Легирование теплостойких инструментальных сталей, называемых быстрорежущими, азотом способствует повышению их служебных характеристик.

Рассмотрим способы легирования металла азотом. При выплавке стали азот вносится в нее с шихтовыми материалами и ферросплавами, а также поглощается жидким металлом из газовой фазы. Содержание азота в быстрорежущих сталях, получаемых при выплавке в открытой печи на обычной шихте, составляет 0,02 – 0,03 %.

Получение стали с повышенным содержанием азота возможно при условии введении в шихту при выплавке стали азотированных легирующих элементов. Изучение устойчивости соединений металлов с азотом показывает, что из обычных применяемых легирующих элементов только хром поглощает азот в больших количествах и образует устойчивые нитриды. Другие элементы, также образующие устойчивые нитриды (алюминий, титан), редко вводятся в сталь в таких количествах, чтобы обеспечить повышенное содержание в ней азота. При выплавке быстрорежущих сталей в печах с использованием азотистого феррохрома содержание азота в металле может быть получено до 0,08 %.

Значительно большие возможности по легированию металла азотом из газовой фазы открывает плазма. В случае легирования быстрорежущих сталей азотом из плазмы, при длительном воздействии последней на металл, можно получить сталь с 0,10 – 0,15 % содержанием азота.

Плазменное легирование имеет ряд преимуществ в сравнении с обычным способом введения в расплав азота за счет присадки азотированного феррохрома. Этот способ простой в техническом исполнении и недорогой по

сравнению с азотированием ферросплавов. При применении в качестве источника энергии дугового разряда наблюдаются некоторые особенности абсорбции азота. Высокая степень абсорбции азота имеет место как при дуговой сварке, так и при обработке аргоно-азотной дуговой плазмой неподвижной ванны, сформированной в медной изложнице. Повышенное растворение азота из дуговой плазмы в стали связано с его активацией в дуге.

В настоящей работе были проведены исследования по определению влияния способа легирования наплавленного металла азотом на содержание его в металле.

Содержание азота в металле при плазменно-дуговых процессах определяется кинетикой процесса. Оно зависит от времени взаимодействия плазмы с жидким металлом. Ряд авторов в своих работах отмечают, что динамическое равновесие между металлом и газовой фазой достигается через 90 секунд. Они также отмечают, что с ростом парциального давления азота в газовой фазе содержание азота в металле увеличивается.

В работе были выполнены также расчеты растворимости азота в быстрорежущих сталях. При температурах близких к кристаллизации жидкого металла растворимость азота в быстрорежущих сталях составляет 0,10 %.

Учитывая вышесказанное в настоящей работе исследовали процессы легирования металла азотом из плазмы. Азот использовался как защитно-легирующий газ при плазменной наплавке. Наплавка велась на обратной полярности. Режим наплавки подбирался из условия хорошего формирования наплавленного металла. В качестве плазмообразующего газа использовался аргон с расходом 0,42 – 0,48 м³/ч, в качестве защитного – азот с расходом 1,5 – 1,8 м³/ч. Защитный газ подавался под углом 115° к плазме. Азот на выходе из плазмотрона попадал в плазму, перемешивался с аргоном и легировал металл. Содержание азота в плазме определялось расходом защитного газа и углом его подачи. При наиболее оптимальных расходах плазмообразующего и защитного газов, содержание азота в плазме составляло 50 % и более, при которой металл находится в состоянии пузырькового кипения. Применяемая схема подачи газов и выхода их из плазмотрона обеспечивала качественную защиту металла сварочной ванны от окружающей среды.

Наплавочным материалом в работе служила порошковая проволока, которая давала наплавочный металл типа Р2М8. За базу сравнения был взят металл, наплавленный сжатой дугой, в которой в качестве защитного газа использовался аргон.

Формирование металла во всех случаях было хорошее. После наплавки все образцы анализировались на содержание азота. Образцы наплавленного металла вырезали на установке электроискровой резки металла.

Содержание азота определяли методом горячей экстракции на установке Бальцера ЕАО-32 с хроматографической приставкой МХЛ-8МД. Нагревательным элементом в этой установке служил графитовый тигель, в который помещали образец и закрывали крышкой для предотвращения разбрызгивания металла в процессе его расплавления. Установка вакуумирова-

лась и температура образца повышалась до 2200 °С. Выделившиеся газы анализировались с помощью хроматографической приставки.

Минимальное количество азота было в образцах, наплавленных порошковой проволокой в защитной среде аргона и составило 0,030 – 0,040 %. Азот здесь мог попадать в плазму, а затем и в металл из аргона, а также из воздуха, который абсорбируется на поверхности порошков шихты.

При азотировании металла из газовой фазы, содержание азота в металле не превышало 0,080 %. Эта концентрация несколько ниже равновесной для быстрорежущих сталей, содержащих хром, вольфрам и молибден. По-видимому, причину разницы здесь можно объяснить только кинетикой процесса растворения азота в металле. Из литературы известно, что скорость газообменных процессов между жидким металлом и газовой фазой контролируется скоростью транспорта растворенного газа в жидком металле.

Условия взаимодействия жидкого металла с азотом при плазменной наплавке несколько отличаются от плазменно-дугового переплава. Взаимодействие азота с металлом протекает в неравновесных условиях. Металл находится в жидком состоянии – 8 с, из которых под воздействием азотосодержащей плазмы еще меньше – 1 – 2 с. За это время успевали провзаимодействовать с плазмой и растворить в себе «сверхравновесное» количество азота только поверхностные слои металла. При выходе за пределы плазмы эти слои металла перемешивались с глубинными и содержание азота усреднялось.

При проведении экспериментов наблюдалось выделение пузырьков газа из жидкого металла. Большое количество пузырьков было в хвостовой части ванны. По-видимому, по мере удаления от центра дуги снижалось общее давление газа, а, следовательно, и парциальное давление азота, что благоприятствовало выделению избыточного азота из верхних слоев ванны жидкого металла.

С целью дополнительного легирования азотом наплавленного металла в хвостовую часть ванны поддували азот. Расход азота на поддув составлял 0,4 – 0,6 м³/ч. Количество пузырьков в хвостовой части ванны уменьшилось. Поддув азота в хвостовую часть ванны привел к небольшому повышению содержания азота в наплавленном металле. Содержание азота в металле, наплавленном по этой схеме составило 0,085 – 0,095 %. Применение поддува позволило повысить парциальное давление азота в хвостовой части ванны, что привело к гашению процесса выделения азота из металла в момент кристаллизации.

Анализ полученных данных свидетельствует, что наплавленный металл можно легировать азотом из азотосодержащей плазмы. Исследование основных закономерностей процессов легирования наплавленного металла азотом установлено, что при взаимодействии металла с азотосодержащей плазмой содержание азота в металле достигает высоких значений, но не достигает равновесного вследствие малого времени взаимодействия. Увеличить содержание азота в наплавленном металле можно при использовании азотированных компонентов в шихте порошковой проволоки.

ПРОИЗВОДСТВО СВАРОЧНЫХ ЭЛЕКТРОДОВ С УЧЕТОМ РЕЦИКЛИНГА МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ ПОКРЫТИЙ

Полторацкий Л.М., Пронякин А.Ю.

*ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»
г. Новокузнецк*

Согласно традиционной технологии электродного производства в качестве связующего используется калий-натриевое жидкое стекло, влияющее на основные технологические операции – опрессовку и термическую обработку электродов. Связующее – жидкое стекло – делает покрытие готового электрода прочным и в некоторой степени влагостойким. Раствор жидкого стекла характеризуется рядом контролируемых параметров: модулем, плотностью, вязкостью. Получают раствор жидкого стекла разваркой силикатной глыбы во вращающемся автоклаве с подачей пара в рабочий объем. Пар подают до тех пор, пока в автоклаве не установится давление, равное давлению пара в сети, после чего пуск пара прекращают. Основные технологические параметры процесса разварки калий-натриевой силикатной глыбы в автоклаве объемом 3,2 м³: давление пара 0,55 МПа; масса глыбы 1,2 т; объем воды 0,7 м³; модуль, плотность и вязкость жидкого стекла соответственно 2,85 – 3,0, 1,45 – 1,49 г/см³, 0,85 – 1,0 Па·с; время разварки 2,5 – 3,5 ч; температура разварки 160 – 180 °С.

С целью снижения затрат на производство электродов и утилизацию отходов (пыль-унос) ферросплавного производства предлагается инновационная технология по использованию технического жидкого стекла в качестве связующего обмазочной массы. Техническое жидкое стекло можно получать прямым растворением кремнеземсодержащего компонента в едких щелочах. Для приготовления калий-натриевого жидкого стекла применяли гидроксиды калия и натрия в соотношении 75 : 25.

В качестве сырья для производства связующего используется микрокремнезём конденсированных отходов сухих газоочисток. Пыль газоочисток характеризуется низкой насыпной массой (100 – 200 кг/м³), которая при искусственном уплотнении (вибрацией в течение 30 сек) увеличивается до 250 – 300 кг/м³, плохо смачивается водой, имеет низкую абразивную способность, неоднородность состава – содержание SiO₂ изменяется от 86,1 до 93,3 %; наличие частиц крупных классов – размер частиц колеблется от 50·10⁻⁶ м до 250·10⁻⁶ м; повышенное содержание свободного углерода – 0,5 – 3,0 % мае. при высоком индексе активности – 98,5 %.

Исследовали влияние концентрации раствора NaOH, соотношение твердого вещества и жидкости, температуры, длительности гидротермальной обработки на процессе синтеза силиката натрия – технического жидкого стекла, на двух образцах кремнеземсодержащей пыли сухих газоочисток при

содержании в образцах аморфного SiO_2 – 86,1 и 93,3 % масс., изменении: концентрации NaOH 10 – 40 % масс., температуры 65 – 95 °С, соотношения твердого вещества: жидкости, равном 1:0,6 – 1:2,0, времени обработки 60 – 180 минут. Результаты испытаний представлены в таблице 1.

Испытания показали, что в раствор переходит от 70,1 до 93,7 % масс, кремнезёма, содержащегося в пыли и практически все примеси CaO , MgO , Al_2O_3 , Fe_2O_3 . ТЖС представляло собой вязкую жидкость серого цвета, содержащую взвешенные частицы, количество нерастворимых примесей – сухого остатка, колебалось в пределах 3 – 5 %.

Степень растворения SiO_2 в большей мере зависела от времени и от температуры гидротермальной обработки силикатной пыли. Установлен оптимальный режим: температура растворения 90 – 95 °С, продолжительность 60 – 90 минут, соотношение твердого вещества, жидкости равно 1:(1,1 – 1,63).

Таблица 1 – Синтез технического жидкого стекла

Температура обработки, °С	Время обработки, мин.	Соотношение твердого вещества : жидкости	Степень растворимости SiO_2 ; от общего SiO_2 . % масс.	Наличие коагуляции
80	180	1 : 1,3	78,1	нет
90	90	1 : 1,3	92,6	коагуляция
92	60	1 : 1,6	92,5	нет
95	60	1 : 1,4	91,6	коагуляция
98	60	1 : 1,6	91,0	коагуляция
95	60	1 : 2,0	70,1	нет
95	60	1 : 1,2	92,7	нет
95	60	1 : 1,1	93,7	нет
95	60	1 : 0,6	90,1	коагуляция

Уменьшение плотности ТЖС вызывало ускорение сроков схватывания за счет меньшей вязкости системы. Начало схватывания вяжущего при плотности ТЖС 1,41-1,42 г/см³ наступало через 20 мин.

В приемлемых для промышленной реализации условиях приготовлены опытно-промышленные партии ТЖС. Рекомендуется для промышленной реализации технологии получения ТЖС следующий состав отходов, % масс.: кремнезёмистая пыль – 30,2; NaOH (твёрдый) – 12,4; вода – 57,4, обеспечивающий получение ТЖС с модулем 2,3 – 3,0 и плотностью в пределах 1,35 – 1,45 г/см³.

Технологические параметры полученного раствора технического жидкого стекла: силикатный модуль 2,85 – 3,0; плотность 1,40 – 1,48 г/см³; вязкость 0,580 – 1,5 Па·с.

ТЕРМИЧЕСКИЙ ЦИКЛ НАПЛАВКИ ТЕПЛОСТОЙКИМИ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫМИ СТАЛЯМИ ВЫСОКОЙ ТВЕРДОСТИ

ВОСТРЕЦОВ Г.Н., ИГУШЕВ В.Ф.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Интенсификация технологических процессов в технике неразрывно связана с увеличивающимся объемом использования металлических материалов, требование к которым с точки зрения обеспечения надежности и долговечности, экономичности и технологичности неуклонно возрастает. Непрерывное совершенствование и развитие новых технологических процессов, стремление повысить эффективность оборудования, а также появление новых видов техники привели к необходимости изготовления рабочих частей деталей машин и инструмента с использованием высоколегированных инструментальных сталей высокой твердости. Одним из путей создания износостойких покрытий является плазменная наплавка, позволяющая значительно повысить эксплуатационные свойства деталей и инструмента, работающего в условиях высоких контактных нагрузках и при повышенном износе.

Вопросы технологической свариваемости быстрорежущих инструментальных сталей высокой твердости, несмотря на то, что на протяжении многих лет являются предметом серьезного внимания. Ряд специфических особенностей, характерных при наплавке быстрорежущих сталей, обуславливают существенные трудности при изготовлении, восстановлении и последующей эксплуатации биметаллического инструмента и деталей машин. Влияние термического цикла наплавки на диффузионное перераспределение легирующих элементов между различными фазами наплавленного металла определяет возможность упрочнения и склонность к образованию охрупченных и разупрочненных участков рабочего слоя.

Сочетание «жесткого» термического цикла наплавки с предварительным и сопутствующим подогревом позволяет регулировать длительность пребывания металла в области критических температур, способствуя формированию требуемого фазового состава, структуры и свойств наплавленного теплостойкого металла.

Роль предварительного подогрева теплостойкого металла перед наплавкой заключается в подготовке металла к восприятию термоциклических нагрузок, возникающих при наплавке. При этом решается вопрос необходимости достижения высокой твердости основного металла, обусловленной системой легирования. Термический цикл предварительного подогрева теплостойкого металла перед наплавкой включает нагрев металла в область

температур образования аустенита, выдержку для гомогенизации твердого раствора и охлаждение его до температуры наплавки. Температуру нагрева и длительность выдержки при этом выбирают исходя из необходимости максимального растворения карбидообразующих легирующих элементов в аустените. При этом учитывают необходимость сохранения мелкозернистой структуры металла основы, если деталь биметаллическая, состоящая из высоколегированного металла рабочего слоя и низколегированного металла основы. Проведение исследований формирования структуры и свойств наплавленного теплостойкого металла типа Р2М8 позволили определить температуру предварительного подогрева перед наплавкой 1150 – 1200 °С. При таких температурах подогрева достигается максимально возможное насыщение твердого раствора вольфрамом, молибденом и хромом при сохранении достаточно мелкого зерна (балл 9-10). Содержание элементов в аустените достигает: вольфрама 1,25 – 1,30 %, молибдена 6,3 – 6,5 % и хрома 3,4 %. Высокая легированность аустенита увеличивает его устойчивость при диффузионном превращении и снижает вероятность возникновения трещин при наплавке. На стадии охлаждения основной целью является сохранение высокой легированности твердого раствора, предотвращение охрупчивания металла из-за образования мартенсита и релаксации термических напряжений.

Пересыщенный аустенит склонен к интенсивному выделению легирующих элементов уже в области выше критических температур ($> A_1$) при охлаждении. Такие процессы являются диффузионными и определяются скоростью охлаждения металла и максимальной температурой нагрева. Снятие пересыщения аустенита легирующими элементами и углеродом приводит к образованию хрупких участков металла, в которых наблюдается повышенное содержание избыточных карбидов типа M_6C по границам зерен. Такие процессы распределения карбидной фазы приводит к повышению вероятности образования трещин при наплавке. Увеличение скорости охлаждения в интервале критических температур способствует подавлению диффузионных процессов выделения карбидообразующих элементов и углерода из твердого раствора. Высокая легированность такого твердого раствора повышает устойчивость металла против образования трещин при наплавке и способствует его упрочнению при отпуске на вторичную твердость.

Замедленное охлаждение металла при температурах наплавки (в области температур начала мартенситного превращения M_n) приводит к стабилизации аустенита и позволяют релаксировать возникающие при наплавке напряжения. Снижение уровня термических и структурных напряжений происходит за счет кинетической пластичности металла при полиморфном превращении (γ - α). При некотором переохлаждении металла ниже M_n частично протекающее мартенситное превращение релаксирует напряжения, а образующееся количество мартенсита не охрупчивает металл. Например, для стали типа Р2М8 оптимальная степень переохлаждения ниже M_n составляет

30-50°C. Переохлаждение металла до более низких температур приводит к образованию достаточно большого количества мартенсита и в значительной степени охрупчивает металл. Такое нарушение режима охлаждения металла после предварительного подогрева приводит к возникновению трещин при последующей наплавке деталей и инструмента изготовленных из теплостойких инструментальных сталей высокой твердости.

Можно сформулировать основные требования к термическому циклу предварительного подогрева теплостойкого металла перед наплавкой.

- нагрев детали перед наплавкой для аустенизации металла и растворении легирующих карбидообразующих элементов и углерода в твердом растворе при условии сохранения мелкозернистой структуры;

- ускоренное охлаждение металла в области минимальной устойчивости переохлажденного аустенита для предотвращения обеднения аустенита и образования избыточной карбидной фазы;

- замедленное охлаждение в области мартенситного превращения и стабилизации аустенита при температурах наплавки.

Подготовленный таким образом быстрорежущий теплостойкий металл перед наплавкой имеет высоколегированный твердый раствор, способен без разрушения воспринимать термоциклические нагрузки при наплавке, склонен к последующему упрочнению при отпуске на вторичную твердость.

Термический цикл наплавки и условия охлаждения наплавленных деталей и инструмента обеспечивает ускоренное охлаждение металла при минимальной устойчивости переохлажденного аустенита. Это предотвращает образование продуктов диффузионного распада переохлажденного аустенита. Замедленное охлаждение металла при мартенситном превращении снижает вероятность образования трещин и способствует получению наплавленного металла высокой твердости (около 58 – 60 HRC) способного к последующему упрочнению при отпуске на вторичную твердость (до 64 HRC).

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.

Выводы:

- 1) В результате проведения исследований определена кинетика формирования фазового состава и структуры теплостойкого металла в процессе наплавки.

- 2) Определены основные требования к термическому циклу предварительного подогрева и наплавки деталей машин и инструмента, позволяющие получить основной и наплавленный теплостойкий металл без трещин с высокой твердостью, способный к упрочнению при отпуске на вторичную твердость.

ОСВОЕНИЕ НОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОКРЫТИЙ ЭЛЕКТРОДОВ МАРКИ МР-ЗР

ЛЕБОШКИН Б.М., ГОРДИН С.О., ПОЛТОРАЦКИЙ Л.М., РУДАКОВ С.Г.

*ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Недостатком известных составов покрытия электродов является высокий предел прочности из-за большого содержания в нем дорогостоящих легирующих компонентов, таких, как ферросилиций и ферромарганец, следствием чего является неоправданно высокая себестоимость сварочных электродов данного типа.

Снижение затрат на изготовление сварочных электродов, улучшение сварочно-технологических свойств электродов с ильменитовым покрытием и повышение механических характеристик металла шва в условиях ОАО «ЗСМК» решается тем, что в составе покрытия электродов для сварки низкоуглеродистых сталей, содержащий мрамор, ильменит, ферромарганец, слюду и целлюлозу, дополнительно используют талькомагнезит, марганцевую руду и отходы электродной обмазочной массы при следующем соотношении компонентов, мас. %:

Мрамор	7,0 – 10,0
Ильменит	39,0 – 41
Ферромарганец	13,0 – 14,0
Слюда	9,0 – 12,0
Целлюлоза	1,5 – 2,0
Талькомагнезит	9,0 – 12,0
Марганцевая руда	6,5 – 8,0
Отходы электродной обмазочной массы	7,5 – 8,5.

При этом отходы электродной обмазочной массы содержат мрамор, ферротитан, ферромарганец, ферросилиций, слюду, плавленый шпат, кварцевый песок, тальк и порошок калиево-натриевого стекла.

Совокупность компонентов покрытия обеспечивает повышение пластичности обмазочной массы, повышение сварочно-технологических свойств электродов и получение металла шва более высокого качества с гарантированно высокими значениями механических свойств: временное сопротивление разрыву – $\sigma_t > 460$ Н/мм²; относительное удлинение – $\delta_5 > 28$ %; ударная вязкость – $KCU > 150$ Дж/см² и приводит к снижению себестоимости сварочных электродов.

Новый технический результат обеспечивается тем, что в состав покры-

тия электродов дополнительно вводятся марганцевая руда, талькомагнезит и отходы электродной обмазочной массы, содержащие мрамор, ферротитан, ферромарганец, ферросилиций, слюду, плавиковый шпат, кварцевый песок, тальк и порошок калиево-натриевого стекла. Такие компоненты, как ферротитан, ферромарганец и ферросилиций являются легирующими элементами, они восстанавливают входящие в расплав оксиды, придают электродному покрытию оптимальное сочетание прочностных и пластических характеристик и способствуют получению высокого качества металла шва. Кварцевый песок, тальк и слюда имеют способность к шлакообразованию, а мрамор и плавиковый шпат являются как шлакообразующими, так газообразующими элементами, и улучшают защиту капель электродного металла и сварочной ванны от контакта с окружающей атмосферой и также повышают качество металла шва. Целлюлоза, тальк, слюда и порошок калиево-натриевого стекла являются пластификаторами, которые повышают пластичность обмазочной массы и улучшают опрессовку электродов, придавая обмазочной массе высокие реологические свойства. Кроме того, целлюлоза и слюда, имея способность к газообразованию, обеспечивают защиту расплавленного металла от окружающей атмосферы и улучшают качество наплавленного металла. Мрамор и слюда являются еще и стабилизаторами процесса горения дуги, снижающие потери электродного металла и предотвращающие его разбрызгивание. Содержание отходов электродной обмазочной массы в составе покрытия электродов количестве 7,5 – 8,5 мас. % обеспечивает вышеуказанный технический результат, а уменьшение их содержания в составе менее 7,5 мас. % или увеличение более 8,5 мас. % снижает уровень механических свойства металла шва и ухудшает сварочно-технологические свойства электродов. Марганцевая руда является легирующим компонентом, содержит до 20 % марганца и повышает уровень механических свойств металла шва. Введение в состав покрытия марганцевой руды в количестве 7,0 – 8,0 мас. % обеспечивает требуемые прочностные характеристики электродного покрытия. Введение талькомагнезита в количестве 9,5 – 11,0 мас. % позволяет повысить пластичность обмазочной массы, улучшить опрессовку и внешний вид электродов, а также снизить их себестоимость, поскольку является дешевым компонентом.

Проверка сварочно-технологических свойств во всех пространственных положениях сварки (стабильность горения дуги, качество формирования шва, эластичность дуги, отделимость шлаковой корки) показала, что механические свойства металла шва, выполненного электродами с заявляемой рецептурой состава, имели гарантированно высокие механические свойства: временное сопротивление разрыву $\sigma_b = 462 \text{ Н/мм}^2$; относительное удлинение $\delta_5 = 290 \%$; ударную вязкость $KCU = 147 \text{ Дж/см}^2$ при требованиях σ_b не менее 450 Н/мм^2 , δ_5 не менее 18 %, KCU не менее 80 Дж/см^2 соответственно.

Испытания показали, что возбуждение дуги - легкое, зажигание осуществлялось сразу после прикосновения к изделию. Наблюдалась спокойно, равномерно горящая дуга без вибрации (мягкое шипение), т.е. стабильность горения и эластичность дуги – высокие, дуга удлинялась до тройного диаметра электрода. Качество формирования шва – валик равномерный, мелко-чешуйчатый с плавным переходом к основному металлу. Шлак отделялся при незначительном механическом воздействии. Испытания состава покрытия электродов подтвердили соответствие электродов типу Э46 по ГОСТ 9467-75.

Предлагаемый состав покрытия электродов для сварки низкоуглеродистых сталей промышленно применим, и используется при производстве сварочных электродов.

УДК 621.785.08:669.14.018.29

ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИГОТОВЛЕНИЯ СМАЗКИ ДЛЯ ВОЛОЧЕНИЯ СВАРОЧНОЙ ПРОВОЛОКИ ДИАМЕТРОМ МЕНЕЕ 2 ММ

Лебошкин Б.М., Гордин С.О., Полторацкий Л.М., Рудаков С.Г.

***ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Повышение качества сварочной проволоки с омедненной поверхностью за счет уменьшения количества остаточной смазки на поверхности передельной проволоки, снижение расхода смазки и волочильного инструмента является актуальной задачей для технологов, производящих указанную металлопродукцию.

Решение задачи достигается тем, что в смазку для сухого волочения сварочной проволоки (преимущественно для передельной проволоки), включающей мыло и тальк, дополнительно вводят сульфат натрия и буру, при следующем соотношении компонентов, мас. %:

Тальк	6,5 – 8,0
Сульфат натрия	13,0 – 14,0
Бура	0,5 – 1,0
Мыло	остальное.

Результат, достигаемый от реализации разработанного состава смазки для сухого волочения сварочной проволоки, заключается в том, что при указанной совокупности компонентов она позволяет проводить волочение при высоких скоростях, производить передельную сварочную проволоку с высоким качеством поверхности и низким содержанием остаточной смазки, что очень важно для передельной проволоки, предназначенной для омеднения.

Готовая омедненная проволока имеет высокие сварочно-технологические свойства и качество покрытия.

Содержание в составе смазки сульфата натрия в количестве 13,0 – 14,0 % мас. % и буры в количестве 0,5 – 1,0 мас. % способствует в процессе волочения проволоки образованию качественной смазочной пленки, которая покрывает поверхность металла тонким высокопрочным слоем, выдерживающим большие давления и обеспечивающим хорошую и непрерывную «смачиваемость» трущихся поверхностей «проволока-волочильный инструмент». Образующийся слой смазки предотвращает приваривание металла к волочильному инструменту, исключает появление механических дефектов на поверхности проволоки и создает благоприятный гидродинамический режим волочения. А совместное сочетание в составе смазки сульфата натрия, буры, талька в количестве 6,5 – 8,0 мас. % и мыла позволяет улучшить гидродинамический эффект и значительно увеличить скорость волочения сварочной проволоки без ущерба качества поверхности протянутого металла и тем самым снизить расход смазки и волочильного инструмента.

При промышленном опробовании в процессе волочения предлагаемая смазка вводилась между протягиваемой проволокой и волочильным инструментом, образуя на поверхности проволоки тонкий высокопрочный смазочный слой, и создавала режим гидродинамического трения, благодаря которому происходило уменьшение давлений на волоку и равномерное распределение износа по поверхности волочильного инструмента, в результате чего увеличивалась стойкость последнего. В процессе волочения смазка не спекалась, не разлагалась и не расслаивалась. Передельная (протянутая) проволока имела матовый цвет с тонкой равномерной пленкой смазки на металлической поверхности. Эксплуатационная стойкость волочильного инструмента составила 0,0037 кг твердого сплава на одну тонну проволоки, а расход смазки – 0,55 кг на тонну проволоки.

Сравнительные результаты испытаний предлагаемой смазки с различным количественным содержанием компонентов состава при изготовлении сварочной передельной (неомедненной) и готовой (омедненной) проволоки приведены в таблице 1.

Из данных таблицы 1 видно, что при использовании предлагаемого состава смазки в процессе изготовления передельной сварочной проволоки диам. 1,6 мм из передельной заготовки диам. 3,8 мм были достигнуты следующие показатели качества:

- эксплуатационная стойкость волочильного инструмента составила от 0,0037 до 0,0044 кг твердого сплава на одну тонну проволоки;
- расход смазки составил 0,55 – 0,61 кг на тонну проволоки;
- количество остаточной смазки на поверхности - 0,24-0,48 кг на тонну проволоки (требование ГОСТ 2246-70 не более 0,50 кг/т). Готовая омедненная сварочная проволока диаметром 1,6 мм при использовании предлагаемого состава имела коррозионную стойкость смазки от 4 до 7 суток, что эквивалентно 4 – 7 месяцам при хранении в упаковке при температуре выше

15 °С и толщину медного покрытия от 0,20 до 0,25 мкм (в соответствии с требованиями ТУ 14-4-863-77 толщина должна быть не менее 0,15 мкм).

Таблица 1 – Сравнительные результаты испытаний предлагаемой смазки с различным количественным содержанием компонентов состава при изготовлении сварочной передельной (неомедненной) и готовой (омедненной) проволоки

№ ва- риан- та	Компоненты состава электродного покрытия, мас. %				Передельная (неомедненная) проволока, диам. 1,6 мм		Готовая (омедненная) проволока, диам. 1,6 мм		
							Показатели		
	Сульфат натрия	Тальк	Бура	Мыло	Экспл стойкость, кг/т	Расход смазки , кг/т	Кол-во остаточной смазки, кг/т	Корроз. стой- кость, сутки	Толщина медного покрытия мкм
1	12,5	6,0	0,3	81,2	0,0059	0,70	0,66	3	0,13
2	13,0	6,5	0,5	80,0	0,0044	0,61	0,46	4	0,22
3	13,6	7,7	0,7	78,0	0,0037	0,55	0,24	7	0,25
4	14,0	8,0	1,0	77,0	0,0041	0,58	0,48	6	0,20
5	15,0	9,0	2,0	74,0	0,0067	0,65	0,59	5	0,14

Сварочно-технологические свойства готовой омедненной сварочной проволоки диаметром 1,6 мм из стали марки Св-08Г2С оценивались в соответствии с требованиями РД 03-613-03 Национального Агентства Контроля и Сварки (НАКС). Оценка при сварке показала следующее: возбуждение дуги – хорошее, зажигание происходило после легкого движения проволоки по металлу, стабильность горения и эластичность дуги – хорошие, равномерное горение с незначительной вибрацией. Качество формирования шва – хорошее.

УДК 621.785

ПОТЕРИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ПЛАСТИЧНОСТИ СВАРОЧНОЙ ПРОВОЛОКИ ПРИ НАСЫЩЕНИИ ЕЕ ВОДОРОДОМ

Полторацкий Л.М., Рудаков С.Г.

***ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк,***

Механические свойства отожженной проволоки, как передельной, так и товарной, всегда строго регламентированы. Однако наблюдаются случаи, когда в проволоке, протянутой с малыми степенями обжата, не успевают

полностью пройти процессы рекристаллизации, и она имеет повышенную прочность, низкую пластичность при испытаниях и неудовлетворительную микроструктуру.

Кроме того, из-за разных режимов отжига возникают организационные трудности: необходимо формировать партии проволоки, уменьшать производительность печей при настройке температурных режимов. В связи с этим была поставлена задача разработать унифицированный режим рекристаллизационного отжига проволоки всей названной широкой марочной гаммы низкоуглеродистой сварочной проволоки.

В лабораторных и промышленных условиях опробовали отжиг в подкритической ($580 - 700^{\circ}\text{C}$) и в межкритической областях ($720 - 750^{\circ}\text{C}$), а также отжиг с фазовой перекристаллизацией (нагрев до 760°C , охлаждение и изотермическая выдержка при $600 - 650^{\circ}\text{C}$). Анализ результатов контрольных испытаний механических свойств и микроструктуры проволоки показал, что наиболее технологичен отжиг по последнему режиму с температурой по зонам печи (в зоне 3 подача топлива отключается):

Таблица 1 – Распределение температуры по зонам печи

Зона	1	2	4	5
Температура	760	700	650	620

При отжиге холоднодеформированной проволоки по этому режиму происходит полная рекристаллизация структуры и сфероидизация цементита и обеспечиваются требования стандартов по механическим свойствам проволоки при всех используемых стандартных маршрутах волочения (числитель-требования стандарта, знаменатели-фактические значения).

Таблица 2 – Механические свойства проволоки

Вид проволоки, ГОСТ, размер	Предел прочности, Н/мм ²
Сварочная, ГОСТ 2246-70, сталь 08Г2С, диам. 1,6 мм	880-1275
	880-1175

Предложенный унифицированный режим отжига позволил получать проволоку необходимого качества, с микроструктурой рекристаллизованного металла, обуславливающей хорошую диффузию водорода и, таким образом, делающей ее устойчивой к водородному охрупчиванию.

Аттестационные испытания показали стабильность механических свойств проволоки по партиям-плавкам и однородность их по длине мотков. Микроструктура металла, полученного по рекомендуемой технологии, также является удовлетворительной с точки зрения его устойчивости к водородной хрупкости.

Рассматривали дополнительный механизм (кроме наличия металлур-

гических дефектов или дефектов поверхности), снижающий технологическую пластичность металла, и причины его реализации, тесно связанные с технологической цепочкой изготовления проволоки.

Технология изготовления проволоки, кроме волочения и промежуточных рекристаллизационных отжигов, включает ряд операций подготовки исходного материала (катанки): химическое удаление окалины с поверхности, нанесение подсмазочного слоя и сушку. Химическое удаление окалины проводят в растворах серной и соляной кислот. Такая операция сопровождается интенсивным наводороживанием металла. Прямые измерения методами низкотемпературной вакуумной экстракции и вакуум-плавления показали, что содержание водорода возрастает по отношению к исходному в 3 – 5 раз и дает абсолютную величину до 15 см^3 на 100 г металла после нахождения катанки в травильной ванне с соляной кислотой 40 – 50 мин. Наличие таких содержаний водорода, которые значительно превышают равновесные, позволяет привлечь для обсуждения причин возникновения трещин известные и хорошо описанные механизмы снижения пластичности под влиянием водорода.

Экспериментальное подтверждение влияния водорода на снижение технологической пластичности может быть установлено на последовательном исключении причин, традиционно объясняющих зарождение и формирование трещин.

Для сравнения испытаний использовали образцы проката и проволоки из стали 08А и 08Г2С производства Западно-Сибирского металлургического комбината. С поверхности металла удаляли механическим способом возможные дефекты. Образцы подвергали нормализации в одинаковых условиях, затем обычному и электростимулированному волочению с различной степенью деформации при различных способах подготовки поверхности. Травление образцов в тех случаях, когда окалину и дефекты поверхности удаляли механическим путем, имитировали получасовой выдержкой в 20 %-ном растворе соляной кислоты, что позволяло получить концентрацию водорода в металле $9 - 11 \text{ см}^3$ на 100 г металла. Образцы подвергали стандартным механическим испытаниям.

Изменение содержания водорода от 5 до 10 см^3 на 100 г металла повышало на 5 – 8 % прочностные характеристики, снижало в 2 – 3 раза относительное удлинение и на 30 – 40 % относительное сужение. Образцы, не подвергавшиеся травлению, показали значительный рост пластичности после дополнительной деформации волочением. Этот результат позволяет предположить, что потеря технологической пластичности является следствием двух процессов – насыщения металла водородом и последующего его перераспределения в объеме металла при холодной пластической деформации волочением.

Исходя из анализа напряженно-деформационного состояния металла при волочении, можно представить, что присутствующий в сверхравновесной концентрации в цилиндрическом объеме металла водород под влиянием

холодной пластической деформации волочением начнет перераспределяться внутри этого объема. При этом процесс перераспределения будет носить сложный характер, зависящий от напряженного состояния в сечении проволоки. Объем металла, в котором действуют растягивающие напряжения, имеет в силу специфики схемы деформирования форму кольца и расположен на некотором расстоянии от поверхности металла. Следовательно, мы имеем в ограниченном объеме градиент плотности дислокаций и вакансионных ловушек.

Количественная оценка позволяет представить наличие диффузионных потоков, направленных к указанному кольцевому объему как из внутренних, так и из внешних слоев цилиндра. Получаемый кольцевой объем металла с локальным содержанием водорода, в несколько раз превышающим интегральное содержание, оценивается значениями плотности дислокаций $5,4 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$, концентрация ловушек – $11,6 \cdot 10^{19} \text{ см}^{-3}$.

УДК 621.785.08:669.14.018.29

СВАРОЧНЫЕ ЭЛЕКТРОДЫ МАРКИ ЗАПСИБ УОНИ-13/55

ЛЕБОШКИН Б.М., Гордин С.О., Полторацкий Л.М., Рудаков С.Г.

***ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

В условиях экономического кризиса особую значимость приобретает конкурентность выпускаемой продукции, которая обеспечивается достижением гарантированных показателей качества при низких издержках производства. На рынке сварочных материалов предпочтение отдается производителям, выпускающим электроды под брендами предприятия-изготовителя, имеющим поштучную маркировку, повышенные сварочно-технологические свойства и стабильное качество продукции. На Западно-Сибирском металлургическом комбинате разработана новая марка Запсиб УОНИ-13/55, отвечающим запросам потребителей в современных условиях.

Технической задачей создания новой марки электродов являлось повышение пластичности обмазочной массы, повышение сварочно-технологических свойств электродов, получение металла шва более высокого качества.

Состав электродного покрытия для дуговой сварки содержит мрамор, плавленый шпат, ферромарганец, ферросилиций, ферротитан, кварцевый песок, слюду, тальк и целлюлозу при следующем соотношении компонентов, мас. %:

Мрамор.....	49,0 – 51,0
Плавленый шпат.....	14,0 – 16,0
Ферромарганец.....	5,0 – 7,0

Ферросилиций.....	5,5 – 7,5
Ферротитан.....	8,0 – 10,0
Кварцевый песок	8,5 – 9,5
Слюда.....	1,5 – 2,5
Тальк.....	1,0 – 2,0
Целлюлоза.....	1,0 – 1,5.

Разработанная совокупность компонентов покрытия обеспечивает повышение пластичности обмазочной массы, повышение сварочно-технологических свойств электродов и получение металла шва более высокого качества с гарантированно высокими значениями механических свойств: временное сопротивление разрыву – $\sigma_{в,} > 530 \text{ Н/мм}^2$; относительное удлинение – $\delta_5 > 25\%$; ударная вязкость – $KCU > 200 \text{ Дж/см}^2$.

Наличие в составе электродного покрытия слюды, талька и целлюлозы позволяет получить обмазочную массу с высокими реологическими свойствами и стабилизировать процесс опрессовки электродов. Кроме того, слюда и тальк, выступающие в роли шлакообразующих, позволяют улучшить защиту капель электродного металла и сварочной ванны от контакта с окружающей атмосферой и повысить качество металла шва. Слюда также повышает стабильность горения дуги, улучшает раскисление наплавленного металла и механические свойства металла шва.

Содержащиеся в составе электродного покрытия мрамор, плавленый шпат и кварцевый песок обеспечивают оптимальную газошлаковую защиту плавящегося металла. А такие компоненты, как ферромарганец, ферросилиций и ферротитан, позволяют получить высокое качество металла шва и гарантировать высокие значения механических свойств – $\sigma_{в,}$, δ_5 , KCU .

Изготовление новой марки электродов осуществлялось следующим образом.

Подготовленные компоненты в виде порошков с размером частиц не более 630 микрон в соответствии с рецептурой дозировали на установке автоматического дозирования электродной шихты. Перемешанную и дозированную в специальные емкости шихту передавали на участок изготовления электродов. Сухую шихту засыпали в смеситель обмазки, где, в определенной пропорции, смешивали с калиево-натриевым жидким стеклом. Полученную обмазочную массу брикетировали на брикетировочном прессе. На электрообмазочном прессе обмазочную массу наносили на металлические стержни диаметром 4,0 мм из стали марки Св-08А. Опрессованные электроды передавали на зачистную машину для удаления покрытия с одного конца под электродержатель и зачистки торца другого. На зачищенный торец электрода наносили ионизирующее вещество для облегчения зажигания дуги. Кроме того, на поверхность электрода наносили специальную маркировку. Готовые электроды сушили при температуре 15 – 25 °С в течение 24 часов и прокаливали в камерных печах при температуре 350 °С в течение часа.

Затем проводилась проверка сварочно-технологических свойств во всех пространственных положениях сварки (стабильность горения дуги, ка-

чество формирования шва, эластичность дуги, отделимость шлаковой корки) и изготавливались образцы для проведения механических испытаний металла шва.

Испытания показали следующее:

- возбуждение дуги – легкое. Зажигание сразу после прикосновения к изделию.

- стабильность горения дуги – высокая. Спокойно, равномерно горящая дуга без вибрации (мягкое шипение);

- качество формирования шва – очень хорошее. Валик равномерный, мелкочешуйчатый с плавным переходом к основному металлу;

- эластичность дуги – высокая. Дуга удлиняется до тройного диаметра электрода, пространственное положение отличается высокой стабильностью;

- отделимость шлаковой корки – хорошая. Отделяется при незначительном механическом воздействии.

Предлагаемая рецептура электродного покрытия позволила получить комплекс высоких сварочно-технологических свойств, особенно в вертикальном положении сварки. Кроме того, при испытании на ударный изгиб образцов Шарпи, ударная вязкость, KCV, составляла при температуре -30°C более 80 Дж/см^2 , а при -60°C – более 60 Дж/см^2 .

Механические свойства металла шва, выполненного электродами с предлагаемым составом покрытия, имели гарантированно высокие свойства: временное сопротивление разрыву $\sigma_b > 530 \text{ Н/мм}^2$; относительное удлинение $\delta_5 > 25 \%$; ударную вязкость KCU $> 200 \text{ Дж/см}^2$ при требованиях σ_b не менее 490 Н/мм^2 , δ_5 не менее 20% , KCU не менее 127 Дж/см^2 .

Испытания подтвердили соответствие электродов типу Э50 по ГОСТ 9467-75, причем значения временного сопротивления разрыву металла шва получены в интервале $\sigma_b = 550 - 560 \text{ Н/мм}^2$ с хорошей равномерностью и отсутствием выпадов.

Сварочные электроды марки Запсиб УОНИ-13/55 выпускаются сталепрокатным производством ЗСМК, аттестованы Национальным Агентством Контроля и Сварки, одобрены Российским Речным Регистром и являются лауреатом конкурса «100 лучших товаров России».

УДК 621.191

ВЛИЯНИЕ ПРОДОЛЬНОГО МАГНИТНОГО ПОЛЯ НА ФОРМИРОВАНИЕ ПЕРВИЧНОЙ СТРУКТУРЫ МЕТАЛЛА ШВА

Тюменцев И.Г., Полищук С.В., Тюменцев М.И.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Известно, что магнитное поле оказывает существенное влияние на кристаллизацию металла шва при сварке плавлением. Наиболее эффектив-

ной является сварка в продольном, относительно оси дуги магнитном поле постоянного или переменного направления. Магнитное поле, воздействуя на расплав ванны, вызывает движение металла из-под дуги в хвостовую часть ванны. При этом происходит массо и теплоперенос в объеме расплава, вызывая дезориентацию осей растущих кристаллов. Дезориентирование осей первичных кристаллитов вызывает изменение микроструктуры металла шва, что способствует изменению свойств металла шва.

В данной работе рассмотрен вопрос влияния постоянного продольного магнитного поля на формирование первичной структуры при сварке алюминия и приведена методика расчета роста первичных кристаллитов.

Известен ряд работ, позволяющих применять с достаточной точностью графоаналитические методы, аналитические и численные расчетные схемы, основанные на теории теплопроводности и представлениях об ортогональности роста осей кристаллов к семейству фронтов кристаллизации. На основании этого можно произвести расчетный анализ процесса кристаллизации при сварке с ЭВМ (с электромагнитным воздействием). В силу того, что полезное изменение (деформация) фронтов кристаллизации определяет также и полезное изменение пространственной ориентации осей кристаллов при сварке в электромагнитном поле, то появляется необходимость прогнозировать характер кристаллизации и определение режимов электромагнитного воздействия.

Анализ макроструктуры металла шва, полученного при сварке алюминия и стали, в постоянном продольном магнитном поле, согласно рисунку 1, позволяет установить, что семейство фронтов кристаллизации смещено относительно геометрической оси шва и наблюдается несимметричный рост осей кристаллов. Пространственная ориентация осей приобретает сложную конфигурацию. Все это, в конечном итоге, значительно отличается характер кристаллизации металла шва в условиях электромагнитного поля от случая, когда сварка ведется без электромагнитного воздействия.

Эти особенности связаны с тем, что тепловой поток от движущегося перегретого металла неравномерно распределяется у границ сплавления и по длине сварочной ванны. В силу этого температурное поле деформируется и деформируется поверхность фронта затвердевания. Поверхность фронта затвердевания в кристаллизующейся части сварочной ванны получает вид, показанный на рисунке 2.

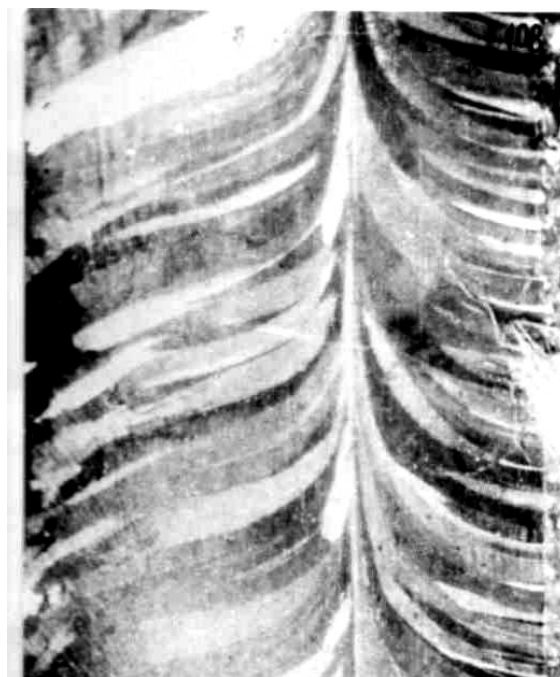
В случае плоской схемы кристаллизации поверхность фронта затвердевания можно описать выражением:

$$x = ay^4 - by^2 + cy,$$

где y — координата по ширине шва;

x — координата по длине шва;

a, b, c — постоянные, определяющиеся опытным путем.



x7

Рисунок 1 – Реальная схема кристаллизации металла шва алюминия при сварке в постоянном электромагнитном поле

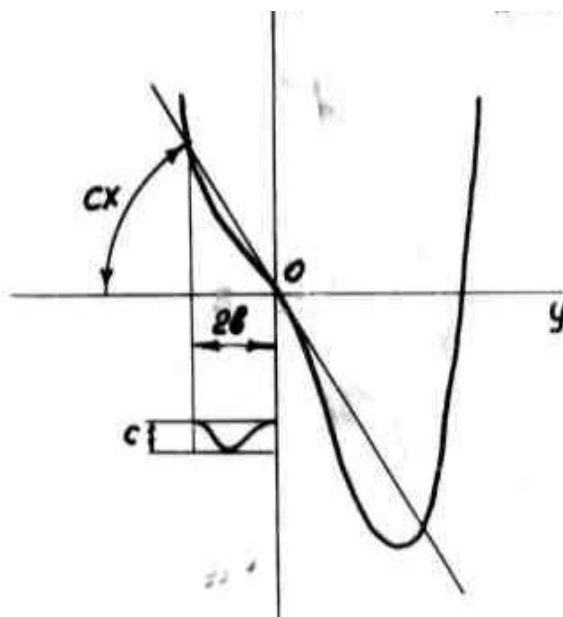


Рисунок 2 – Поверхность фронта затвердевания сварочной ванны при сварке с ЭМВ, и определение постоянных коэффициентов

Общий вид и определение постоянных коэффициентов представлено на рисунке 2. Здесь: c – определяется углом наклона касательной к точке перегиба.

$$a = -\frac{\ell}{4p^4}; \quad \epsilon = -\frac{\ell}{p^2}.$$

где ℓ – длина хвостовой части сварочной ванны.

Для определения пространственного положения осей кристаллитов определим положение касательных:

$$x' = -\frac{1}{4ay^3 - 2\epsilon y + c}$$

и восстановим к ним перпендикуляры, которые будут описывать положение оси.

$$x = -\int \frac{dy}{4ay^3 - 2\epsilon y + c}.$$

В силу того, что данный интеграл не представлен в таблицах, его необходимо взять. Путем подстановки: $a_1 = 40; \epsilon_1 = 2\epsilon; c_1 = c$ и введением новой переменной $y_1 = y - t_1$ или $y_1 = y + t_1$, где $t_1 = \text{const}$, преобразуем

$$x = -\int \frac{dy_1}{a_1(y_1 + t_1)^3 - \epsilon_1(y_1 + t_1) + c_1}.$$

После преобразований:

$$x = -\int \frac{dy_1}{a_1 y_1^3 + y_1^2(3a_1 t_1) + y_1(3a_1 t_1^2 - \epsilon_1) + a_1 t_1^3 - \epsilon_1 t_1 + c_1}.$$

На рисунке 3 показаны результаты расчета пространственной ориентации осей кристаллитов металла шва.

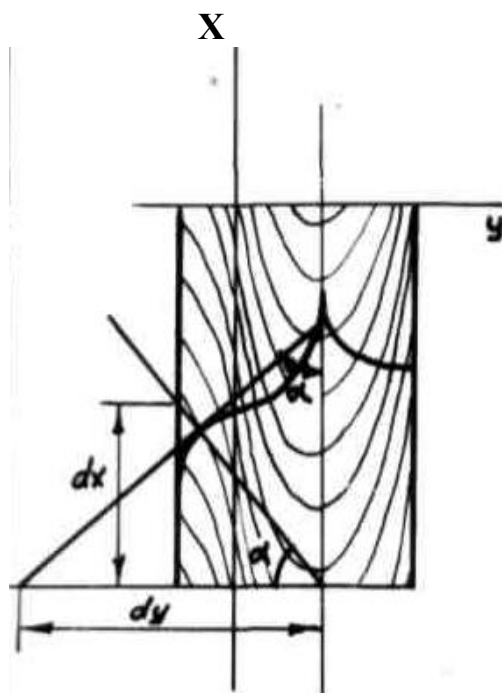


Рисунок 3 – Расчетная ориентация осей кристаллитов при кристаллизации металла шва в продольном магнитном поле

Как видим, результаты расчета и экспериментальные данные (рисунок 1) имеют идентичную конфигурацию.

ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ СВАРНОГО СТЫКА ОБЪЕМНО-ЗАКАЛЕННЫХ РЕЛЬСОВ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ НАДЕЖНОСТИ ИЗ ЭЛЕКТРОСТАЛИ

КОЗЫРЕВ Н. А., НОХРИНА О.И., ДЕМЕНТЬЕВ В.П., ГИЗАТУЛИН Р.А.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Вопросы повышения надежности сварного стыка приобретают особую актуальность в связи с созданием рельсов различных категорий, различающихся комплексом механических свойств. Решение поставленной задачи требует совместных усилий железнодорожников и металлургов. В условиях применения на железных дорогах России бесстыкового пути к качеству сварных стыков предъявляются жесткие требования – они должны обладать однородной структурой, высокой прочностью, и обеспечивать прямолинейность плетей по поверхности катания и рабочей боковой грани головки рельса. Качество сварного стыка оценивается величиной стрелы прогиба при изгибе, которая должна быть не менее 25 – 30 мм. Достижение этого показателя принято основным критерием свариваемости рельсов.

Проведена работа по обеспечению удовлетворительной свариваемости рельсов, изготовленных из электростали, совместно со специалистами рельсосварочного поезда – РСП-29 [1]. Основной вопрос – получение большей однородности сварного стыка. С целью снижения вероятности возникновения неоднородности сварного стыка при сварке, в условиях ОАО «НКМК» проведена работа по стабилизации и оптимизация химического состава рельсового металла. Для различных категорий рельсов установлены узкие пределы содержания основных и остаточных химических элементов и введен нормативный документ комбината – «Внутренний марочник стали», при этом уменьшены стандартные отклонения для суммы остаточных элементов, а также углерода, кремния и марганца (соответственно в 1,25, 1,5, 2,0 и 3,0 раза).

Для определения целесообразности дальнейшего увеличения содержания остаточных элементов провели широкие исследования сварных стыков рельсов.

Изучение особенностей микроструктуры сварных стыков показало, что при содержании хрома, никеля и меди на стандартном верхнем пределе не образуются игольчатые структуры, так как в процессе контактной сварки и термической обработки скорость охлаждения на воздухе мала и не приводит к мартенситному или бейнитному превращениям в рельсах из стали перлитного класса. Отсутствие игольчатых структур в зоне сварного стыка служит достаточным подтверждением того, что повышенное содержание остаточных элементов не является основной причиной хрупкости сварного стыка

рельсов из электростали.

Практика показывает, что в отличие от стандартных рельсов термически упрочненные рельсы низкотемпературной надежности (категории НЭ) имеют лучшие показатели свариваемости и эксплуатационную стойкость сварного стыка.

Для их изготовления используется сталь, микролегированная ванадием (0,07 – 0,08 %) и азотом (0,012 – 0,017 %), с повышенным количеством карбонитридов ванадия. Установлено, что при таком соотношении ванадия и азота сталь заметно более пластична и вязка и отличается повышенным сопротивлением хрупкому разрушению[2].

Для улучшения показателей свариваемости объемно-закаленных рельсов категории Т1 из стали со сравнительно низким содержанием ванадия и азота обеспечивается некоторое снижение твердости на поверхности катания головки (с *НВ* 395 до *НВ* 388 – 375. Это достигается путем корректировки режима термической обработки и уменьшения содержания кремния в среднем от 0,4 до 0,3 %. В результате этой работы была сокращена разница твердости рельсов и сварного стыка и соответственно выровнен переход сварного стыка к основному металлу по свойствам и структуре.

К числу показателей, определяющих качество сварного стыка, относятся также чистота стали по неметаллическим включениям и содержанию газов. Отработана технология обработки стали на вакууматоре позволившая снизить в среднем содержание водорода от 4,5 до 1,2 ppm и кислорода от 35 до менее 20 ppm, а также повысить чистоту стали по неметаллическим включениям.. Можно ожидать, что благодаря меньшей газонасыщенности и лучшей чистоте стали при эксплуатации в зоне сварного стыка не будут возникать флокены, и число выхода рельсов по дефектам контактно-усталостного происхождения уменьшится.

Опыт работы и исследования сварных стыков рельсов текущего производства показывают, что наилучшая свариваемость характерна для рельсов в термически необработанном состоянии независимо от химического состава, в том числе и от высокого содержания хрома [3, 4]. Стрела прогиба при испытании сварного стыка таких рельсов достигает максимальных значений. Так называемые проблемы свариваемости рельсов возникают в термоупрочненном состоянии, когда закаленный металл становится высокопрочным и твердым. И чем выше прочность и твердость металла, тем сложнее получить удовлетворительную стрелу прогиба при контроле сварного стыка на изгиб.

Как показали проведенные на РСП-29 опыты, объемно-закаленные рельсы из электростали отличаются нестабильной свариваемостью. Из шести стыков, выполненных из металла двух плавок А и Б с примерно одинаковым химическим составом: 0,75/0,77 C; 0,85/0,89 Mn; 0,30/0,30 Si; 0,012/0,018 P; 0,007/0,011 S; 0,07/0,10 Cr; 0,08/0,09 Ni; 0,09/0,15 Cu; 0,07/0,04 V; 1,1/3,5 ppm N с одинаковыми механическими свойствами, только два стыка без проведения нормализации успешно выдержали испытания при изгибе на головку. Ни один сварной стык не дал удовлетворительных результатов при изгибе на

подошву. Разрушение сварных стыков рельсовых проб с твердостью *HV* 341 – 363 (плавка А) при испытании на головку происходило при стреле прогиба от 22,3 до 38,8 мм, на подошву – от 19 до 19,6 мм. В случае более высокой твердости *HV* 352 – 385 (плавка Б) – соответственно от 18,2 до 25,6 мм и от 9,8 до 20,1 мм.

Остальные сварные стыки разрушились хрупко по месту сплавления, что связано с характерными особенностями структуры сварных соединений. После сварки изменяются структура и механические свойства, образуются остаточные растягивающие напряжения на уровне предела текучести стали, а сам сварной шов, кроме того, служит концентратором напряжений. Практикуемое охлаждение сварных стыков в воде по окончании сварки дополнительно способствует наведению напряжений, что еще в большей степени ослабляет сопротивление стыка нагрузкам при испытании. Требуемые показатели свариваемости электростали достигаются только при условии проведения нормализации. Дополнительная термическая обработка дает увеличение стрелы прогиба и повышение разрушающей нагрузки. Без проведения термической обработки обеспечить повышение вязкости сварного шва в настоящее время невозможно. Если ранее для улучшения структуры и вязкости в рельсовую сталь вводили алюминий, то в современных условиях его положительное влияние не используется из-за жестких ограничений стандарта по содержанию алюминия. Отсутствие алюминия, тем не менее, может быть компенсировано увеличенным содержанием ванадия в стали до уровня, соответствующего для рельсов низкотемпературной надежности. Ванадий, как и алюминий, способствует измельчению зерна и улучшению структуры сварного шва, таким образом, для увеличения надежности работы бесстыкового пути, возможно применение рельсов категории НЭ. Вместе с тем повышение металлургического качества стали не может окончательно решить вопрос гарантированной свариваемости рельсов из электростали без должного внимания к процессам сварки.

Решение проблем свариваемости рельсов различных категорий, по нашему мнению, должно проводиться не только за счет изысканий металлургов, а также путем целенаправленной разработки технологий сварки и более совершенного сварочного оборудования. Кроме того, требуются изменения нормативных требований по испытаниям сварных стыков с учетом твердости и механических свойств рельсов.

Библиографический список.

1. К вопросу повышения надежности сварного стыка объемно-закаленных рельсов из электростали / Юрьев А.Б., Мухатдинов Н.Х., Козырев Н.А., Корнева Л.В., Никулина А.Л.// Сталь. 2010. – № 2. – С. 72 – 74.
2. Основные направления развития производства рельсов в ОАО НКМК /Юрьев А.Б., Мухатдинов Н.Х., Козырев Н.А., Корнева Л.В.// Сталь. – 2010. – № 1. – С. 99 – 100.

3. Рельсы для скоростного движения / Юрьев А.Б., Годик Л.А., Козырев Н.А., Гаврилов В.В., Корнева Л.В.// Черная металлургия. Бюл. НТ и ЭИ. – 2008. – № 3. – С. 70 – 71.
4. Разработка химического состава стали для рельсов магистральных линий / Юрьев А.Б., Козырев Н.А., Гаврилов В.В., Корнева Л.В., Щеглова А.Б.// Черная металлургия. Бюл. НТ и ЭИ. – 2008. – № 2. – С. 68 – 70.

УДК 621.791.92

ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ ВЫПОЛНЕНИЯ НАПЛАВОЧНЫХ РАБОТ ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ ДЕТАЛЕЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

МАЛУШИН Н.Н., КОЗЫРЕВА О.Е.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

В вопросе снижения материалоемкости продукции важная роль принадлежит качественной износостойкой и восстановительной наплавке деталей металлургического оборудования. В деятельности большинства современных предприятий на первое место выходит понятие качество, с которым непосредственно связаны эффективность деятельности и конкурентоспособность товаров и услуг. ГОС Р ИСО 9000-2005 «Системы менеджмента качества. Основные положения и словарь» устанавливает следующее определение понятия «качество». Качество – степень, с которой совокупность собственных характеристик выполняет требования. Если заменить понятия «характеристика» и «требование» их определениями, то получим следующее: *качество* – это степень, с которой совокупность собственных характеристик (характеристика – отличительное свойство) выполняет требования (требование – потребность или ожидание, которое установлено, обычно предполагается или является обязательным). Качеству сварных изделий и наплавленных деталей уделяется повышенное внимание. Международный институт по стандартизации (ИСО) подготовил ряд международных стандартов по вопросам качества сварных соединений.

Международный стандарт ИСО 3834-1:2005 «Требования к качеству выполнения сварки плавлением металлических материалов» разработан техническим комитетом ИСО/ТК 44 «Сварка и родственные процессы», подкомитетом 10 «Унификация требований в области сварки металлов». Это второе издание стандарта отменяет и заменяет первое издание (ИСО 3834-1:1994), которое подверглось пересмотру. ОАО «Институт сварки России» на основе собственного аутентичного перевода подготовил соответствующий национальный стандарт ГОСТ Р ИСО 3834-1 -2007«Требования к качеству выполнения сварки плавлением металлических материалов. Часть 1. Критерии выбора соответствующего уровня требований». Этот стандарт был

внесен на рассмотрение Техническим комитетом по стандартизации 364 «Сварка и родственные процессы», утвержден и введен в действие Приказом Федерального по техническому регулированию и метрологии от 28 мая 2007г. №105- Ст. ГОСТ Р ИСО 3834-1-2007 содержит общее описание стандартов серии ИСО 3834 и критерии, которые следует учитывать при выборе необходимого уровня требований к качеству выполнения сварки металлов плавлением из трех уровней требований к качеству, установленных в ИСО 3834-2 , ИСО 3834-3 , ИСО 3834-4 и включает в себя следующие части, объединенные под общим названием «Требования к качеству выполнения сварки плавлением металлических материалов»:

- часть 1. Критерии выбора соответствующего уровня требований к качеству;
- часть 2. Всесторонние требования к качеству;
- часть 3. Стандартные требования к качеству;
- часть 4. Элементарные требования к качеству;
- часть 5. Документация, содержащая нормативные ссылки для выполнения требований ИСО 3834-2, ИСО 3834-3 или ИСО 3834-4.

Для упрочнения и восстановления поверхностных слоев деталей различного оборудования применяют наплавку и наварку. Наплавкой обычно называют технологические процессы нанесения на поверхность изделия рабочих слоев, обладающих специальными свойствами, различными способами сварки плавлением. Если используются для этих целей способы сварки давлением, то говорят о наварке деталей, а не о наплавке. Технологические процессы, относящиеся к сварке плавлением, широко применяются при производстве многочисленных изделий, в том числе и наплавленных. В некоторых компаниях они играют ключевую роль. Свариваемые изделия могут быть как простыми, так и сложными. В качестве примера можно привести сосуды высокого давления, краны, мосты, транспортные средства и другие изделия. Сварочные процессы оказывают существенное влияние на издержки производства и качество изделия. В связи с этим оказывается очень важным обеспечивать условия, при которых применение этих сварочных технологий было бы наиболее эффективным при одновременном осуществлении надлежащего контроля на всех этапах производства.

Следует обратить внимание на то, что стандарты ИСО 3834 не являются нормой системы менеджмента качества, заменяющей ИСО 9001:2008 . Вместе с тем, они могут оказаться полезным инструментом в тех случаях, когда изготовители используют ИСО 9001:2008.

Указание требований к качеству выполнения сварочных процессов имеет важное значение, поскольку качество этих процессов трудно проверить, поэтому процессы сварки относятся к категории *специальных процессов*, как это и отмечено в стандартах серии ИСО 9000. Качество не может быть проверено в изделии, оно должно быть создано в нем. Даже самое обширное и сложное неразрушающее испытание не улучшает качество изделия. Чтобы в производстве и последующей эксплуатации изделия не возни-

кало серьезных проблем, необходимо обеспечивать управление производством от стадии проектирования, выбора материалов до изготовления и последующего контроля. Так, например, несовершенная конструкция изделия может повлечь за собой высокие затраты при его изготовлении в заводских условиях, на строительной площадке или при эксплуатации. Неправильный выбор материала, как основного, так и наплавленного, может привести к возникновению различных проблем, таких как появление трещин в сварных соединениях. Чтобы обеспечивать надежное и эффективное производство, управляющий персонал должен понимать и оценивать источники потенциальных неприятностей и выполнять соответствующие процедуры для управления ими.

Стандарты серии ИСО 3834 устанавливают меры, пригодные в различных ситуациях. Обычно они могут применяться в следующих случаях:

- при заключении контрактов – для определения требований, предъявляемых к качеству сварки;
- изготовителями – для установления и выполнения технических требований, предъявляемых к качеству сварки;
- при разработке норм и правил, а также стандартов, определяющих требования, предъявляемые к качеству сварки;
- организациями, которые оценивают качество исполнения, например независимыми испытательными организациями, заказчиками или производителями.

Стандарты серии ИСО 3834 могут использоваться внутренними и внешними организациями, включая органы по сертификации, для оценки способности изготовителя удовлетворять требованиям клиента, правилам/нормам или требованиям самого изготовителя.

Общие положения ИСО 3834 устанавливают требования, предъявляемые к качеству выполнения сварки плавлением металлических материалов. Требования, содержащиеся в стандартах, могут быть использованы и при применении других сварочных процессов, в том числе и при выполнении наплавки. Эти требования относятся только к таким аспектам качества продукции, на которые может оказать влияние сварка плавлением, при этом требования не относят ни к одной определенной группе продукции. ИСО 3834 определяют условия, позволяющие продемонстрировать способность изготовителя производить продукцию заданного качества.

Международные стандарты серии ИСО 3834: а) применяются вне зависимости от изготавливаемой конструкции; б) устанавливают требования к качеству выполнения сварки в цехах и/или на открытых площадках; в) представляют собой руководство для описания возможностей изготовителя производить конструкции, способные удовлетворять регламентированным требованиям; г) представляют основу для оценки организационно-технического уровня сварочного производства изготовителя.

Стандарты ИСО 3834 используются для демонстрации возможности изготовителя производить сварные конструкции, удовлетворяющие задан-

ным требованиям к их качеству, установленные в одном или большем количестве следующих документов:

- в технических условиях;
- в стандарте на продукцию;
- в регламентирующих документах.

Требования, содержащиеся в ИСО 3834, могут быть приняты в совокупности или частично, если некоторые из них неприменимы для соответствующей конструкции. Они представляют собой гибкие рамки для управления сваркой в следующих случаях:

1 – чтобы предусмотреть в технических условиях особые требования, которые обязывают изготовителя иметь систему менеджмента качества, соответствующую ИСО 9001; 2 – чтобы предусмотреть в технических условиях особые требования, которые обязывают изготовителя иметь систему менеджмента качества, отличную от ИСО 9001; 3 – чтобы представить указания по совершенствованию изготовителем системы менеджмента качества для сварки плавлением; 4 – чтобы предусмотреть детальные требования по управлению деятельностью при сварке плавлением в технических условиях, регламентирующих документах или стандартах на продукцию.

Выбор соответствующего стандарта из серии стандартов ИСО 3834, устанавливающего определенный уровень требований к качеству, должен осуществляться в соответствии со стандартом на продукцию, техническими условиями, регламентирующими документами или договором. Так как данные стандарты могут быть использованы в различных ситуациях и для различных применений, невозможно задать определенные правила по выбору уровня требований к качеству в конкретных обстоятельствах. Изготовитель продукции сам выбирает один из трех стандартов ИСО 3834-2 – ИСО 3834-4, устанавливающих различные уровни требований к качеству, базирясь на следующих критериях, относящихся к продукции:

- степень опасности продукции;
- сложность изготовления;
- диапазон изготавливаемых изделий;
- диапазон используемых материалов;
- риск возникновения дефектов, связанных с металлургическими проблемами;
- степень влияния дефектов изготовления, в том числе сварочных, оказывающих влияние на работоспособность и технические характеристики продукции.

Изготовителя, который доказывает соответствие определенному уровню требований к качеству, оценивают как способного соответствовать также всем более низким уровням качества без дополнительных подтверждений [например, изготовитель, который соответствует всесторонним требованиям к качеству (т.е. ИСО 3834-2), соответствует также стандартным требованиям к качеству (т.е. ИСО 3834-3) и элементарным требованиям к качеству (т.е. ИСО 3834-4)]. Приложение А содержит критерии, которые помогают при

выборе соответствующего стандарта (ИСО 3834-2, ИСО 3834-3 или ИСО 3834-4).

Изготовитель продукции самостоятельно осуществляет планирование соответствующего производственного процесса. Планирование должно включать в себя, как минимум, следующее:

- установление последовательности изготовления конструкции (например, изготовления деталей, узлов и порядок окончательной сборки);
- указание отдельных технологических процессов для изготовления конструкции;
- ссылку на соответствующие операционные карты на сварку и родственные процессы;
- последовательность выполнения сварных швов;
- порядок и нормы времени выполнения технологических процессов;
- указания по контролю и испытаниям, включая возможное привлечение независимых испытательных учреждений;
- влияние окружающих условий (например, защиту от ветра и дождя);
- идентификацию партий, узлов или деталей, если это целесообразно;
- назначение квалифицированного персонала;
- план возможных производственных испытаний.

Для подтверждения выполнения требований к качеству сварочных и наплавочных работ изготовитель должен вести соответствующую документацию согласно ИСО 3834-5. Отчеты по качеству включают в себя при необходимости:

- отчет по обзору требований и техническому обзору;
- записи обзора требований и технического обзора;
- документы проверки основных материалов;
- документы проверки сварочных материалов;
- операционные карты сварки;
- отчеты по техническому обслуживанию оборудования;
- отчеты о квалификации операций сварки;
- сертификаты квалификации сварщиков и сварочных операторов;
- план производственного процесса;
- сертификаты квалификации персонала неразрушающего контроля;
- операционные карты термообработки и соответствующие отчеты;
- операционные карты неразрушающего и разрушающего контроля и соответствующие отчеты;
- отчеты об измерениях;
- отчеты о ремонтах и записи о несоответствиях;
- другие документы. Отчеты по качеству изготовитель должен сохранять не менее пяти лет (при отсутствии иных требований).

Таким образом, для ответственных деталей металлургического оборудования, в технологии изготовления которых заложена наплавка рабочих слоев поверхности, следует руководствоваться требованиями стандарта ГОСТ Р ИСО 3834-2-2007 «Требования к качеству выполнения сварки плав-

лением металлических материалов. Часть 2. Всесторонние требования к качеству».

УДК 669.71.017:621.78

ВЛИЯНИЕ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА ТЕПЛОВОЕ РАСШИРЕНИЕ ЛЕГИРОВАННЫХ СПЛАВОВ СИСТЕМЫ Al-15%Si

ПОПОВА М.В., КРИВИЧЕВА Н.В.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Известно, что с целью снижения коэффициента линейного расширения (КЛР) в алюминий вводят кремний, однако наряду со снижением КЛР он сильно охрупчивает сплавы. Поэтому заэвтектические силумины, как правило, имеют низкие механические свойства. Из сплавов этого типа наилучшим сочетанием коэффициента линейного расширения и механических свойств обладают сплавы Al-15%Si [1]. Однако возможно дополнительно уменьшить их КЛР с помощью легирования и термической обработки, поскольку применение таких технологических приемов для высококремнистых силуминов вызывает структурные и фазовые изменения, оказывающие влияние на их физико-механические свойства [1 – 6].

Снижения коэффициента линейного расширения силуминов с высоким содержанием кремния можно достичь путем отдельного введения в расплав тугоплавких элементов, имеющих более низкий КЛР, чем алюминий или комплексного легирования легкоплавкими и тугоплавкими металлами [1, 4].

Легирование оказывает положительное влияние не только на уменьшение склонности к тепловому расширению заэвтектических силуминов, но и на их чувствительность к различным режимам термической обработки. Известно, что термическую обработку можно применять не для всех сплавов этого типа из-за высокой термической стойкости кремнистой фазы, находящейся в их структуре, и отсутствия фазовых превращений. Установлено, что введение в расплав легкоплавких элементов способствует снижению термической стойкости кремнистой фазы [5]. Таким образом, комплексное легирование является важным технологическим фактором, обеспечивающим эффективность последующей термической обработки высококремнистых силуминов. Поэтому в настоящей работе исследовали влияние термической обработки на тепловое расширение легированных сплавов системы Al-15%Si.

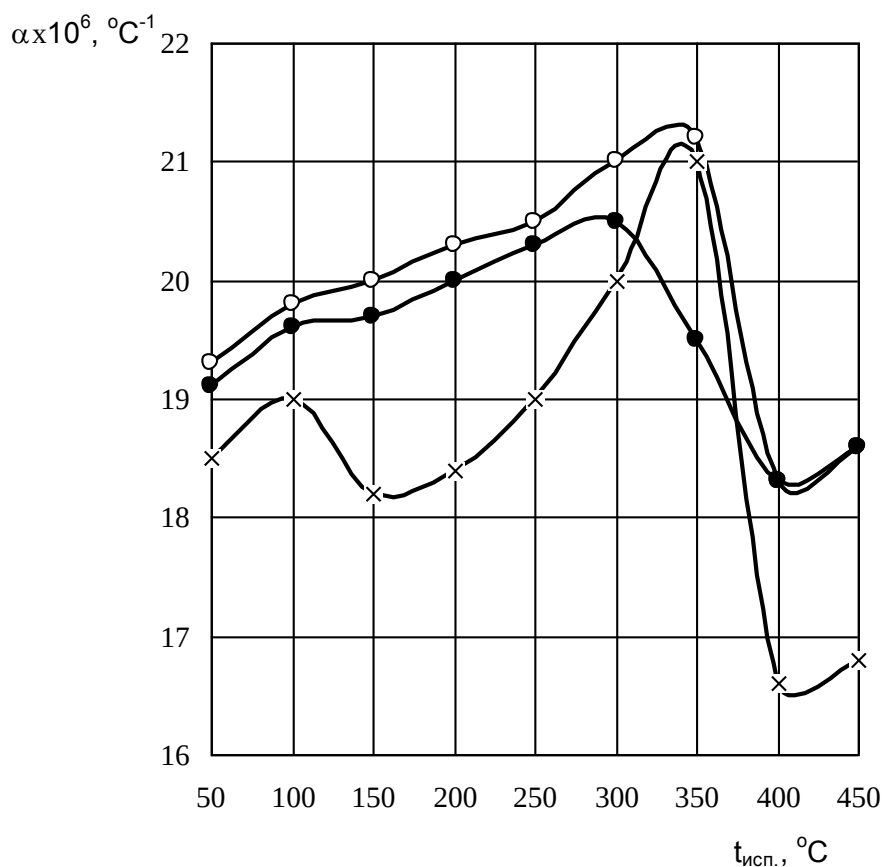
Приготовление силуминов и определение коэффициента линейного расширения проводили по ранее разработанной методике [2].

В алюминиевый расплав последовательно вводили кремний (15 %) и свинец (5 %). Для приготовления сплавов Al-Si-Pb-Be в алюминиевый расплав предварительно вводили бериллий (0,1 %), а затем кремний (15 %) и

свинец (2,5 и 5 %). После легирования сплав Al-15%Si-2,5%Pb-0,1% Be заливали в холодный алюминиевый кокиль при температуре 730 °С, а сплавы с более высоким содержанием свинца (Al-15%Si-5%Pb и Al-15%Si-5%Pb-0,1%Be) заливали в холодный медный и алюминиевый кокиль при той же температуре или подвергали кристаллизации с имитацией жидкой штамповки.

Термическая обработка всех изучаемых силуминов предусматривала высокотемпературный нагрев с целью получения гомогенной структуры за счет максимально возможного растворения промежуточных фаз в твердом растворе сплава, что способствует достижению оптимальных механических свойств. Силумин с содержанием 2,5 % свинца подвергали термической обработке, заключающейся в нагреве до 490 °С с выдержкой в течение 2-х часов с охлаждением на воздухе и последующем старении при 250 °С в течение 10 часов. Термическая обработка сплавов с более высоким содержанием свинца (5 %) заключалась в нагреве до 490 °С с выдержкой в течение 3-х и 4-х часов и последующем охлаждении на воздухе.

Влияние термической обработки на коэффициент линейного расширения сплава Al-15%Si- 2,5%Pb-0,1%Be представлено на рисунке 1.



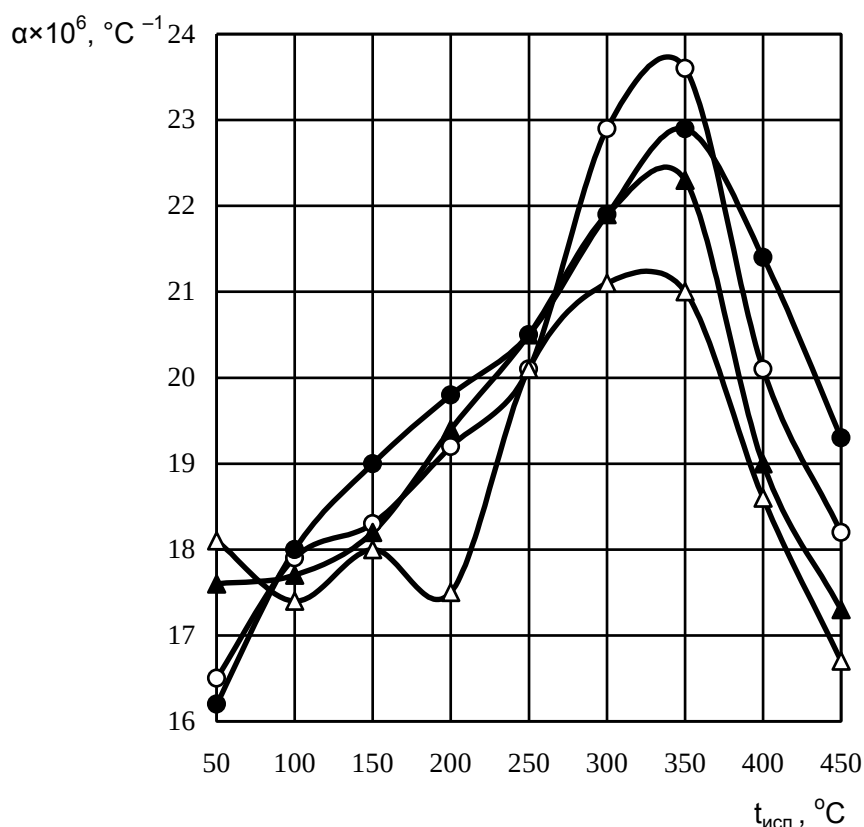
x – x – литой; ○ – ○ – 490 °С (τ = 2ч); ● – ● – 490 °С, 2ч + 250 °С, 10ч

Рисунок 1 – Влияние термической обработки (охл. на воздухе) на тепловое расширение сплава Al-15%Si-2,5%Pb-0,1% Be

Видно, что в результате отжига силумина при 490 °С в течение 2-х часов с последующим охлаждением на воздухе его коэффициент линейного

расширения повышается на 7 % во всем температурном интервале испытания, в том числе и в интервале аномалии теплового расширения (300 – 400 °С), характерной для литого сплава. Проведение последующего старения незначительно снижает КЛР при температурах испытания 50 – 350 °С.

Термическая обработка сплава с добавками свинца в количестве 5 % (рисунок 2), залитого в холодный медный кокиль, снижает аномалию КЛР, наблюдающуюся у литого силумина в интервале 250 – 350 °С, и сдвигает ее в область более высоких температур испытания. В случае кристаллизации с большей скоростью (имитация жидкой штамповки) уменьшение коэффициента линейного расширения после термической обработки не происходит, а в интервале аномалии он повышается.

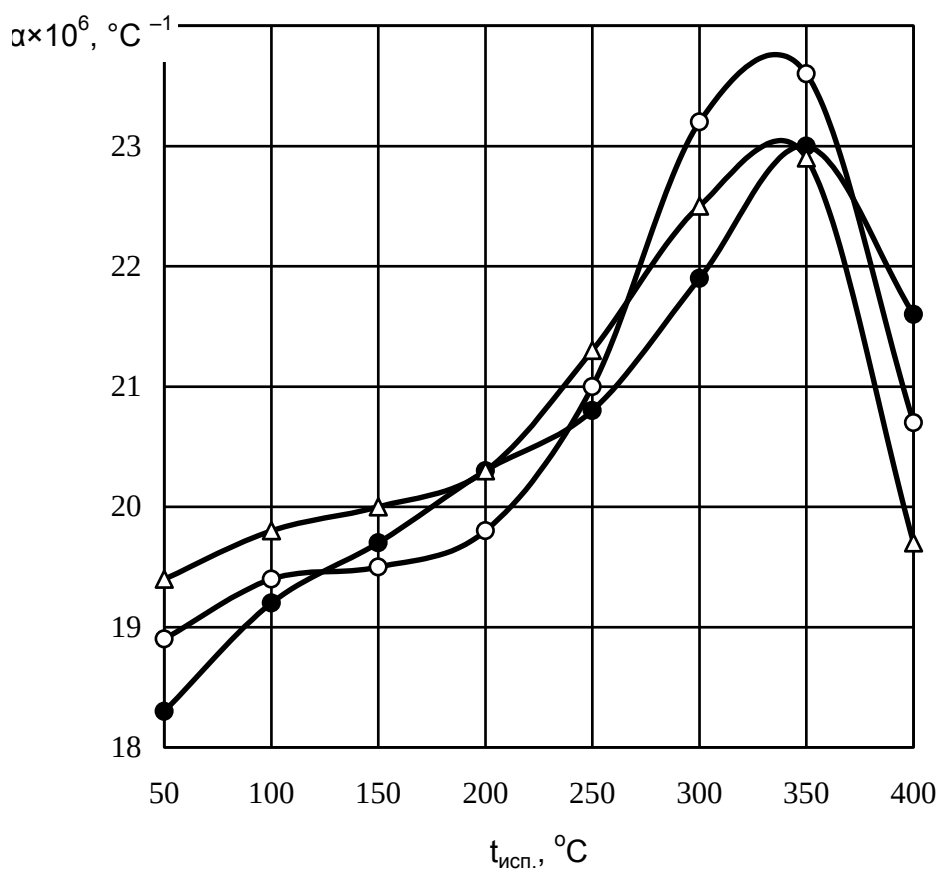


- – ○ – литой (медный кокиль); ● – ● – 490 °С, 3 ч (медный кокиль);
 Δ – Δ – литой (имитация жидкой штамповки);
 ▲ – ▲ – 490 °С, 3 ч (имитация жидкой штамповки)

Рисунок 2 – Влияние отжига на тепловое расширение сплава Al-15% Si-5% Pb с различными условиями кристаллизации

В результате отжига при 490 °С в течение 3-х часов с последующим охлаждением на воздухе сплава, совместно легированного свинцом и бериллием в количестве 5 и 0,1 % соответственно, залитого в холодный алюминиевый кокиль, коэффициент линейного расширения снижается в интервале его аномалии (250 – 350 °С), также как и у сплава без бериллия (рисунок 3).

Увеличение скорости кристаллизации (имитация жидкой штамповки) и времени отжига (до 4-х часов) незначительно влияет на изменение коэффициента линейного расширения сплава Al-15%Si-5%Pb-0,1%Be.



○ – ○ – литой (алюминиевый кокиль); ● – ● – 490 °C, 3 ч (алюминиевый кокиль); Δ – Δ – 490 °C, 4 ч (имитация жидкой штамповки)

Рисунок 3 – Влияние отжига (охл. на воздухе) на тепловое расширение сплава Al-15% Si- 5% Pb-0,1%Be с различными условиями кристаллизации

Таким образом, термическая обработка легированных сплавов системы Al-15%Si может оказывать влияние на величину их коэффициента линейного расширения, особенно в интервале температур испытания, где наблюдается аномальное увеличение теплового расширения нетермообработанного сплава.

Библиографический список

1. Афанасьев В.К. Водород и свойства сплавов алюминия с кремнием / В.К. Афанасьев, И.Н. Афанасьева, М.В. Попова, В.В. Герцен, М.К. Сарлин – Абакан: Хакаское кн. изд-во, 1998. – 192 с.
2. Ушакова В.В. Применение легкоплавких элементов в сплавах Al-20...50%Si с низким коэффициентом линейного расширения / В.В. Уша-

- кова, М.В. Попова, З.А. Лузянина // Изв. Вузов. Черная металлургия. – 1995. №8. – С. 55 – 57
3. Ушакова В.В. Влияние добавок висмута и сурьмы на линейное расширение высококремнистых силуминов / В.В. Ушакова, М.В. Попова, З.А. Лузянина // Изв. Вузов. Черная металлургия. – 1994. № 6. – С. 81 – 82
 4. Попова М.В. Некоторые особенности линейного расширения легированных заэвтектических силуминов / М.В. Попова, З.А. Лузянина, В.В. Ушакова, П.Б. Рудаева, Н.В. Жилина // Изв. Вузов. Черная металлургия. – 1996. № 2. – С. 19 – 21
 5. Афанасьев В.К. О линейном расширении алюминия при нагреве В.К. Афанасьев, М.В. Попова, В.Ф. Фролов, А.Н. Любушкина // Металлы. – 2002. №2. – С. 47 – 53
 6. Афанасьев В.К. Легкие сплавы с малым тепловым расширением / В.К. Афанасьев, М.В. Попова, А.А. Ружило, В.Ф. Фролов. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2000. – 376 с.

УДК 621.98:539.37

О СООТНОШЕНИЯХ НА ЧИСЛОВЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ В КИНЕТИЧЕСКИХ УРАВНЕНИЯХ ПОЛЗУЧЕСТИ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ

ПАНАМАРЕВ В.А.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Расчёты на ползучесть при обработке металлов давлением традиционно осуществляются по теории упрочнения, когда при растяжении линейное напряжение σ связывается с деформацией ползучести ε и её скоростью $d\varepsilon/dt \equiv \xi$ соотношением

$$\sigma = a\varepsilon^n \xi^m, \quad (1)$$

где a , n , m – постоянные материала при фиксированной температуре [1].

Однако, это соотношение не описывает историю процесса формоизменения материала. Действительно, в каждый момент времени напряжение определяется значениями деформации и её скорости на данный момент, их значения в предыдущие моменты времени не учитываются. Но учесть историю деформирования можно и при использовании кинетической теории ползучести, в которой кроме напряжения σ и деформации ползучести ε вводится новая величина, называемая структурным параметром или параметром повреждённости ω . Согласно этой теории процесс ползучести протекает одновременно с процессом повреждаемости материала и эти процессы взаимно зависимы. При этом параметр повреждённости содержит в себе и определяет собой изменения, возникшие в материале на предыдущих этапах

деформирования. Имеющиеся в литературе экспериментально-теоретические исследования показывают, что процесс одномерной ползучести на растяжение с достаточной степенью общности можно описать системой двух дифференциальных уравнений вида

$$\begin{cases} \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{B\sigma^n}{\omega^\alpha (1-\omega^r)^m}, \\ \frac{d\omega}{dt} = \frac{D\sigma^k}{\omega^\alpha (1-\omega^r)^m}, \end{cases} \quad (2)$$

где B , D , n , k , α , r , m – определённые экспериментальным путём положительные числа, называемые характеристиками ползучести материала при фиксированной температуре. Параметр повреждённости ω принимает значения от 0 до 1. В момент начала деформирования он равен 0, а в момент разрушения он равен 1. Находящийся в знаменателе первого уравнения этой системы множитель ω^α характеризует упрочнение материала, а множитель $(1-\omega)^m$ характеризует его разупрочнение при деформировании в состоянии ползучести.

В ряде случаев для упрощения системы (2) используют различные условия на вид характеристики r , например, полагают $r=1$ или $r=\alpha+1$. В соответствии с этими условиями система (2) принимает вид

$$\begin{cases} \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{B\sigma^n}{\omega^\alpha (1-\omega)^m}, \\ \frac{d\omega}{dt} = \frac{D\sigma^k}{\omega^\alpha (1-\omega)^m}, \end{cases} \quad (3)$$

или вид

$$\begin{cases} \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{B\sigma^n}{\omega^\alpha (1-\omega^{\alpha+1})^m}, \\ \frac{d\omega}{dt} = \frac{D\sigma^k}{\omega^\alpha (1-\omega^{\alpha+1})^m}, \end{cases} \quad (4)$$

соответственно.

Следует отметить, что, вообще говоря, параметр ω носит формальный характер, но для ряда материалов ему можно придать вполне определённый физический смысл.

При высоких температурах некоторые металлические материалы в процессе ползучести разрушаются при постоянной, критической величине деформации ε_* , которая не зависит от вызвавшего её напряжения и скорости деформирования. К таким материалам относятся, например, сплавы: ВТ-14

при $T = 950^{\circ}\text{C} - 1000^{\circ}\text{C}$, ВТ-20 при $T = 850^{\circ}\text{C}$, АМГ-6 при $T = 420^{\circ}\text{C}$, 01419У при $T = 400^{\circ}\text{C}$, 01995 при $T = 475^{\circ}\text{C}$, Л-62 при $T = 800^{\circ}\text{C}$ [2, 3]. Для таких материалов в качестве параметра повреждённости можно принять отношение текущей деформации к критической: $\omega = \varepsilon / \varepsilon_*$. В этом случае параметр ω будет пропорционален величине деформации и его можно называть деформационным параметром повреждённости. При использовании такого параметра система (3) примет вид

$$\begin{cases} \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{B\sigma^n}{\omega^\alpha (1-\omega)^m}; \\ \frac{d\omega}{dt} = \frac{1}{\varepsilon_*} \frac{d\varepsilon}{dt}, \end{cases} \quad (5)$$

а система (4) примет вид

$$\begin{cases} \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{B\sigma^n}{\omega^\alpha (1-\omega^{\alpha+1})^m}; \\ \frac{d\omega}{dt} = \frac{1}{\varepsilon_*} \frac{d\varepsilon}{dt}. \end{cases} \quad (6)$$

Обратимся вначале к системе (5) и попытаемся явным образом выразить из этой системы напряжение σ как функцию деформации ε и её скорости $\frac{d\varepsilon}{dt} = \xi$. Из первого уравнения системы напряжение можно выразить через скорость деформации ξ и параметр повреждённости ω :

$$\sigma = \left[\frac{\xi}{B} \omega^\alpha (1-\omega)^m \right]^{1/n}$$

С учётом выражения $\omega = \frac{\varepsilon}{\varepsilon_*}$ это соотношение примет вид:

$$\sigma = \left[\frac{\xi}{B} \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_*} \right)^\alpha \left(1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_*} \right)^m \right]^{1/n}. \quad (7)$$

Проделав аналогичные действия с системой (6), получим соответствующее соотношение для входящего в эту систему напряжения:

$$\sigma = \left[\frac{\xi}{B} \left(\frac{\varepsilon}{\varepsilon_*} \right)^\alpha \left(1 - \frac{\varepsilon^{\alpha+1}}{\varepsilon_*^{\alpha+1}} \right)^m \right]^{1/n}. \quad (8)$$

Таким образом, выразить в явном виде напряжение, и из системы (5), и из системы (6) не вызывает особых сложностей.

Попробуем теперь аналитически выразить из системы (5) скорость деформации ползучести $\frac{d\varepsilon}{dt} = \xi$ как функцию напряжения σ и времени t . Для этого из второго уравнения системы выразим скорость деформации $\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{d\omega}{dt} \cdot \varepsilon_*$ и, подставив ее в первое уравнение системы, получим задачу Коши для определения параметра ω , через который выражается искомая скорость деформации:

$$\frac{d\omega}{dt} = \frac{(B/\varepsilon_*)\sigma^n}{\omega^\alpha(1-\omega)^m}, \quad \omega(0) = 0. \quad (9)$$

Разделяя переменные, приведём её к виду:

$$\int_0^\omega \omega^\alpha (1-\omega)^m d\omega = \frac{B}{\varepsilon_*} \int_0^t \sigma^n(t) dt. \quad (10)$$

Для широкого класса элементарных функций $\sigma(t)$ правый интеграл в выражении (10) можно вычислить аналитически. Но левый интеграл в выражении (10) при произвольных значениях входящих в него постоянных величин аналитически не выражается [4]. Поэтому из системы (5) выразить скорость деформации ползучести $\frac{d\varepsilon}{dt} = \xi$ как явную функцию напряжения σ и времени t при произвольных значениях характеристик ползучести α и m не удаётся. Но соответствующая задача для системы (6) сводится к несколько иной задаче Коши:

$$\int_0^\omega \omega^\alpha (1-\omega^{\alpha+1})^m d\omega = \frac{B}{\varepsilon_*} \int_0^t \sigma^n(t) dt. \quad (11)$$

В этом случае стоящий слева интеграл допускает аналитическое выражение:

$$\begin{aligned} \int_0^\omega \omega^\alpha (1-\omega^{\alpha+1})^m d\omega &= \frac{-1}{(\alpha+1)} \int_0^\omega (1-\omega^{\alpha+1})^m d(1-\omega^{\alpha+1}) = \\ &= \frac{-1}{(\alpha+1)(m+1)} [(1-\omega^{\alpha+1})^{m+1} - 1] \end{aligned} \quad (12)$$

и задача Коши (11) допускает решение в явном виде:

$$\omega(t) = \left\{ 1 - \left[1 - p \cdot \int_0^t \sigma^n(t) dt \right]^{1/(m+1)} \right\}^{1/(\alpha+1)}, \quad (13)$$

где использовано обозначение: $p = (\alpha + 1)(m + 1)B / \varepsilon_*$. Подставляя значение параметра ω из соотношения (13) в первое уравнение системы (6), получим выражение для скорости деформации ползучести $\frac{d\varepsilon}{dt} = \xi(t)$ в явном виде:

$$\xi(t) = B[\sigma(t)]^n \times \left[1 - p \cdot \int_0^t \sigma^n(t) dt \right]^{-m/(m+1)} \times \\ \times \left\{ 1 - \left[1 - p \cdot \int_0^t \sigma^n(t) dt \right]^{1/(m+1)} \right\}^{-\alpha/(\alpha+1)}, \quad (14)$$

где использовано обозначение: $p = (\alpha + 1)(m + 1)B / \varepsilon_*$.

Выводы. Проведённые исследования показывают, что при кинематической постановке задачи, когда напряжения определяются через деформации обе системы (5) и (6) приводят к одинаковой сложности математических расчётов. При силовой постановке задачи, когда деформации определяются через напряжения использование системы (6) предпочтительнее, поскольку позволяет получить решение задачи в аналитическом виде.

Библиографический список

1. Применение теории ползучести при обработке металлов давлением / Поздеев А.А., Тарновский В.И., Еремеев В.И., Баакашвили В.С. М.: Металлургия, 1972. – 192 с.
2. Романов К.И. Механика горячего формоизменения металлов. М.: Машиностроение, 1993. – 240 с.
3. Методы решения технологических задач теории ползучести. Рекомендации Р54-327-91 / Г.П.Мельников, В.Д.Токарев, А.Ф.Никитенко и др. Новосибирск: ИГ СО АН СССР, 1991. – 60 с.
4. Пискунов Н.С. Дифференциальное и интегральное исчисления. Для втузов. М.: Физматгиз, 1961. – 748 с.

УДК 621.784.063

ПРИМЕНЕНИЕ ВОДОПОЛИМЕРНОЙ ОХЛАЖДАЮЩЕЙ СРЕДЫ «ТЕРМОВИТ-М» ДЛЯ ЗАКАЛКИ НИЗКОЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ МАРКИ 65Г

ШОРОХОВА О.В., ОСКОЛКОВА Т.Н.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Закалка – одна из наиболее распространённых и ответственных технологических операций термической обработки, поскольку она является за-

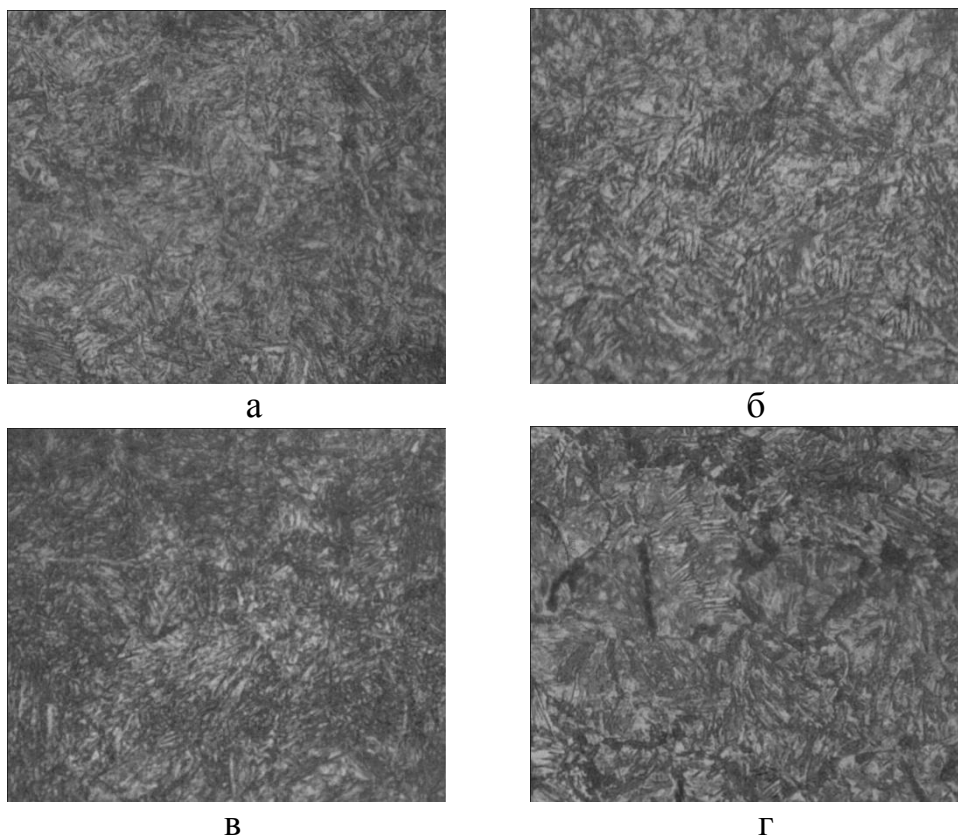
вершающим этапом в изготовлении деталей машин. Закалку деталей в большинстве случаев осуществляют в жидких средах, которые оказывают существенное влияние на формирование структуры и прочностных свойств материала [1].

Известно, что при охлаждении с температуры нагрева под закалку легированных сталей и сплавов традиционно используют минеральные масла. В настоящее время широко исследуется возможность замены масла многочисленными закалочными жидкостями. В основном это закалочные среды, представляющие собой растворы полимерных соединений. Преимущества этих сред перед маслами заключаются в улучшении экологических условий (чистота производственных помещений, меньшая возможность воспламенения, отсутствие дыма и копоти и т.д.) и меньшая стоимость [2]. Среди различных закалочных водополимерных сред определённый интерес представляют водные растворы на основе полимера «Термовит-М» производства ЗАО НПО «Промэкология», г. Омск, изготовленная по ТУ 2219-040-23763375-2006. От ближайших аналогов «Термовит-М» отличается долговременной стабильностью, более высокой воспроизводимостью показателя твёрдости изделий. Закалочный раствор, приготовленный на основе концентрата, при соответствующем контроле и корректировке способен работать без замены не менее года, «пропуская» при этом количество закаливаемых изделий по массе в соотношении к массе закалочного состава как 70:1 [3].

Цель настоящей работы – изучение влияния закали в водных растворах полимера «Термовит-М» на структуру и свойства низколегированной стали 65Г в сравнении с закалкой образцов из данной стали в индустриальном масле И-20А.

В работах [3, 4] для определения оптимальной концентрации полимера «Термовит-М» в водном растворе были исследованы охлаждающие способности 2, 4, 4,5, 5 и 8 % водополимерных растворов, нагретых в диапазоне температур 20 – 60 °С в сравнении с охлаждающими способностями масла и воды. Сравнительный анализ кривых охлаждения показал, что вместо индустриального масла И-20А могут успешно использоваться водополимерные растворы с концентрацией 4 и 4,5 %, охлаждающие способности которых максимально приближены к охлаждающей способности масла.

В настоящей работе приведены результаты закали образцов из стали марки 65Г в 4,5 % водном растворе полимера «Термовит-М» и индустриальном масле И-20А, нагретых в диапазоне температур 20 – 60 °С. Микроструктуры исследуемых образцов представлены на рисунке 1. По полученным значениям твёрдости установлено, что она у всех исследуемых образцов, закалённых в масле и 4,5 % водополимерном растворе «Термовит-М», равна 60 – 61 HRC. Исключением служит образец, охлаждённый после нагрева под закалку в полимере, нагретом до 60 °С, у которого твёрдость составляет 55 HRC. Снижение твёрдости связано с выделением наряду с мартенситом троостита, что подтверждают данные металлографических исследований



а – закалка в масле при 40 °С; б – закалка в 4,5 % растворе «Термовит-М» при 40 °С; в – закалка в масле при 60 °С; г – закалка в 4,5 % растворе «Термовит-М» при 60 °С

Рисунок 1 – Микроструктуры стали марки 65Г, $\times 800$

(рисунок 1, г). Выводы. Таким образом, выявлена возможность закалики стали марки 65Г в 4,5 % водном растворе полимера «Термовит-М» вместо индустриального масла И-20А. Установлена рабочая температура данного полимера, которая находится в пределах 20 – 40 °С.

Библиографический список

1. Кобаско Н.И. Технологические аспекты охлаждения при закалке (обзор) // МиТОМ. – 1991. – № 4. – С. 2 – 7.
2. Звигинцева Г.Е., Николаева Н.Л., Эйсмонт Ю.Г. Охлаждающие свойства водных растворов полимера ПК-2 // МиТОМ. – 1986. – № 10. – С. 16 – 19.
3. Шорохова О.В., Осколкова Т.Н. Изучение охлаждающей способности водополимерной среды «Термовит-М» при закалке // Вестник горно-металлургической секции российской академии естественных наук. Отделение металлургии. – 2010. – № 26. – С. 81 – 85.
4. Шорохова О.В. Определение оптимальной концентрации водополимерной охлаждающей среды «Термовит-М» для закалики легированных сталей //

Сборник научных трудов седьмой международной научно-технической конференции «Современная металлургия начала нового тысячелетия», г. Липецк. – 2010. – Ч. 1. – С. 168 – 172.

УДК 621.793

РЕЛЬЕФ ПОВЕРХНОСТИ И СТРУКТУРА ЭЛЕКТРОВЗРЫВНЫХ КОМПОЗИЦИОННЫХ ПОВЕРХНОСТНЫХ СЛОЕВ СИСТЕМЫ ТИТАН-БОР-МЕДЬ*

РОМАНОВ Д.А., БУДОВСКИХ Е.А., ГРОМОВ В.Е.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Композиционные материалы системы титан-бор-медь обладают стойкостью к электрической эрозии на порядок более высокой по сравнению с контактной медью [1]. Известны способы получения объемных материалов этой системы [2]. Для ряда практических применений, например, упрочнения контактных поверхностей средне- и тяжелонагруженных выключателей и коммутационных аппаратов может оказаться перспективным формирование титан-бор-медных поверхностных слоев, поскольку в этом случае важна электроэрозионная стойкость поверхности контакта, а не всего объема. В последние годы разрабатывается способ обработки поверхности многофазными плазменными струями продуктов электрического взрыва проводников, который, в частности, позволяет осуществлять формирование поверхностных слоев металлов и сплавов, легированных продуктами взрыва [3]. *Цель настоящей работы* заключалась в формировании композиционных слоев системы титан-бор-медь в различных режимах обработки поверхности меди многофазными плазменными струями продуктов электрического взрыва титановой фольги с размещенной на ней навеской порошка аморфного бора и изучении особенностей рельефа их поверхности и структуры.

Материал и методика эксперимента

Электровзрывную обработку проводили с использованием лабораторной установки ЭВУ 60/10 [3]. Она включает емкостный накопитель энергии и импульсный плазменный ускоритель, состоящий из коаксиально-торцевой системы электродов с размещенным на них проводником, разрядной камеры, локализирующей продукты взрыва и переходящей в сопло, по которому они истекают в вакуумируемую технологическую камеру с остаточным давлением 100 Па. Электровзрыв происходит в результате пропускания через проводник тока большой плотности при разряде накопителя.

* Работа выполнена при частичной финансовой поддержке ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009 – 2013 г.г.» (гос. контракт № П411, гос. контракт № 14.740.11.0813).

Обработке подвергали образцы электротехнической меди марки М1 с размерами $20 \times 30 \times 2$ мм, которые ориентировали перпендикулярно к оси плазменной струи. Формирование титан-бор-медных поверхностных слоев проводили при электровзрыве титановой фольги (титан марки ВТ1-0) толщиной 20 мкм и массой 90 мг с размещенной на ней навеской порошка аморфного бора массой 41 мг. Сформированная из продуктов электрического взрыва плазменная струя обеспечивала на поверхности поглощаемую плотность мощности 5,5, 6,5 и 7,6 ГВт/м². Такие режимы были выбраны с целью оптимизации формирования наиболее тугоплавких боридов титана.

Для микроскопических исследований готовили шлифы, которые подвергали химическому травлению растворами следующих составов: FeCl₃ – 1 мл, HCl – 2,5 мл, H₂O – 10 мл (для выявления структуры меди) и раствором состава: H₂O – 6 мл, HF – 1 мл, HNO₃ – 1 мл (для выявления структуры легированных слоев).

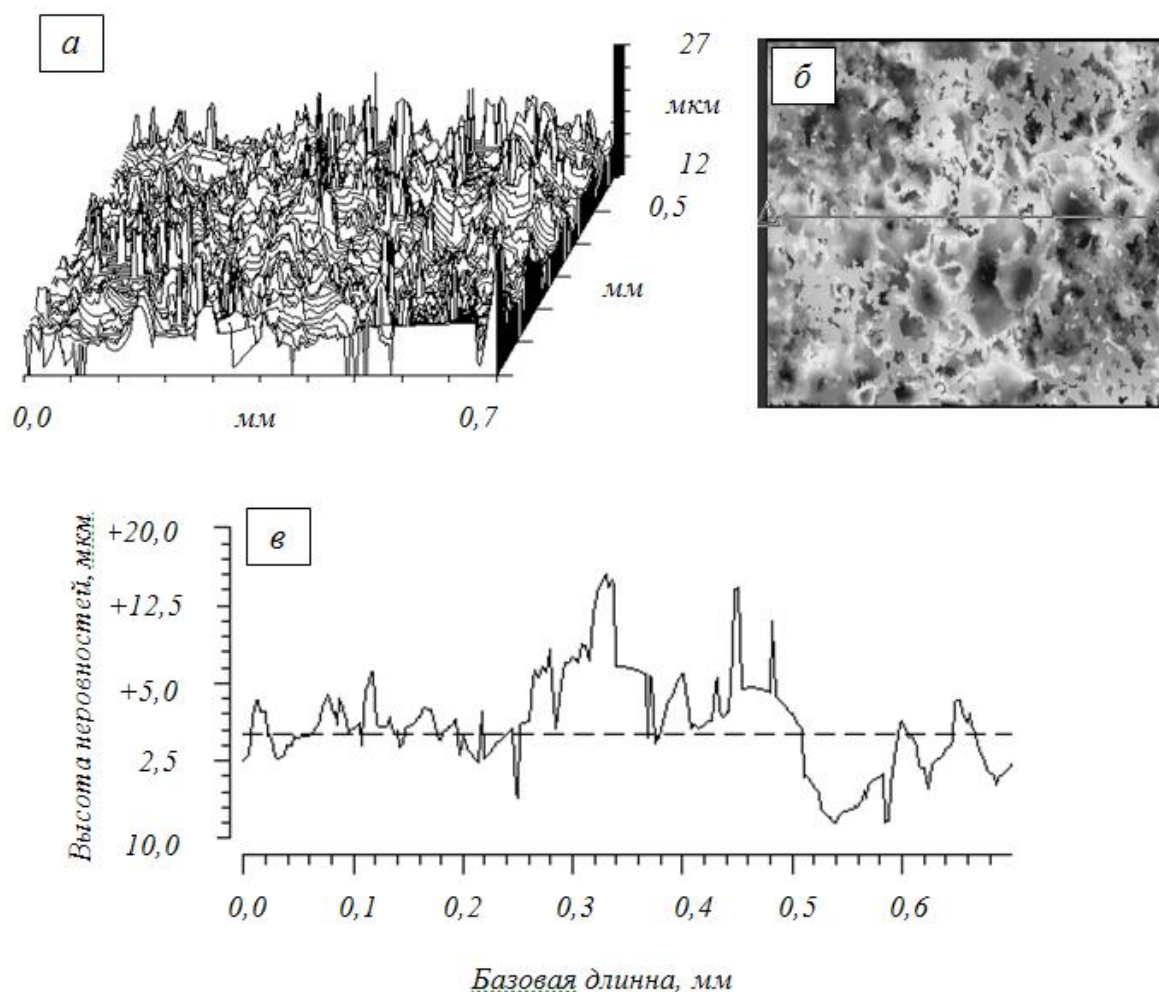
Исследования топографии поверхности проводили на образцах, полученных во всех указанных режимах с использованием оптического интерферометра Zygo NewView™ 7300. Сканирующую электронную микроскопию (СЭМ) осуществляли с использованием растрового электронного микроскопа Carl Zeiss EVO50. Рентгенофазовый анализ поверхности проводили с помощью рентгеновского диффрактометра ARL X'TRA в диапазоне углов 2θ от 10 до 100° со скоростью 1°/мин в K_α – излучении медного анода.

Результаты исследования и их обсуждение

Оптическая интерферометрия показала, что по всей площади покрытия параметры шероховатости были одинаковыми. Среднее арифметическое отклонение профиля для базовой поверхности $Ra = 3,2$ мкм и для базовой длины $Ra = 3,5$ мкм (рисунок 1). Единичный выступ профиля высотой 26,7 мкм и впадина глубиной 11,8 мкм обуславливают высокие значения наибольшей высоты профиля для базовой поверхности $Rmax = 38,5$ мкм (рисунок 1, а) и для базовой длины $Rmax = 24,0$ мкм (рисунок 1, б, в). Средний шаг неровностей $Sm = 45$ мкм, средний шаг местных выступов $Sm = 40$ мкм. Полученные значения параметров шероховатости обусловлены тем, что они были получены при электровзрывной обработке, которая вызывает оплавление поверхности, конвективное перемешивание расплава, осаждение на поверхности конденсированных частиц продуктов взрыва из тыла струи и последующую самозакалку [3].

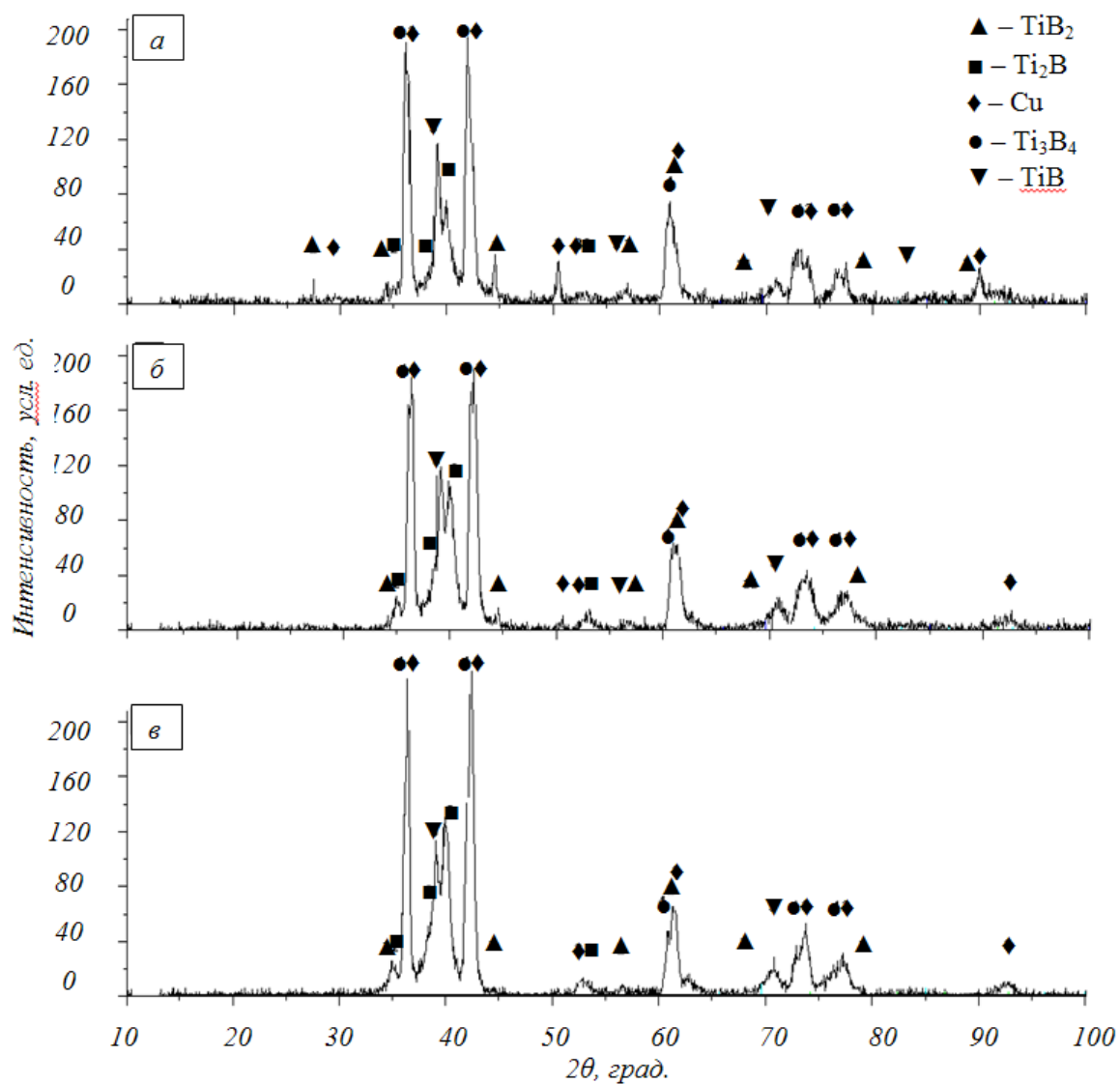
Рентгенофазовый анализ показал, что во всех режимах обработки формируются поверхностные слои, содержащие бориды титана TiB₂, Ti₂B, Ti₃B₄, TiB и медь (рисунок 2). Увеличение поглощаемой плотности мощности ведет к меньшему содержанию наиболее тугоплавкой фазы TiB₂ (ее температура плавления равна 3225 °С) и тугоплавкой фазы TiB с температурой плавления ~ 2200 °С и к меньшему содержанию Cu. Во всех режимах содержание тугоплавкой фазы Ti₃B₄ с температурой плавления ~ 2200 °С не изменяется. Это можно связать с тем, что первыми в равновесных условиях кристаллизации выпадают именно кристаллы TiB₂ в области гомогенности 66 –

68 % В [4]. В связи с этим оптимальным следует считать режим формирования поверхностного слоя при $5,5 \text{ ГВт/м}^2$.



а – распределение неровностей рельефа по высоте; *б* – положение секущей (вид сверху); *в* – распределение неровности вдоль базовой длины
 Рисунок 1 – Шероховатость поверхности, выявляемая оптической интерферометрией

Исследования методом СЭМ показали, что после обработки медной контактной поверхности происходит формирование однородного по глубине слоя титан-бор-медного беспористого покрытия толщиной 15 – 16 мкм. При большом увеличении (рисунок 3) различается мелкодисперсная структура поверхностных слоев. Слой имеет когезионную связь с материалом контактной поверхности. При поглощаемой плотности мощности ниже $5,5 \text{ ГВт/м}^2$ не происходит интенсивного перемешивания компонентов струи с медной основой, вследствие чего частицы меди неравномерно распределяются по объему легированного слоя, а выше $7,6 \text{ ГВт/м}^2$ происходит формирование развитого рельефа поверхности вследствие течения расплава под действием неоднородного давления струи продуктов взрыва, что ухудшает качество поверхности формируемого покрытия.



a – 5,5 ГВт/м²; *б* – 6,5 ГВт/м²; *в* – 7,6 ГВт/м²

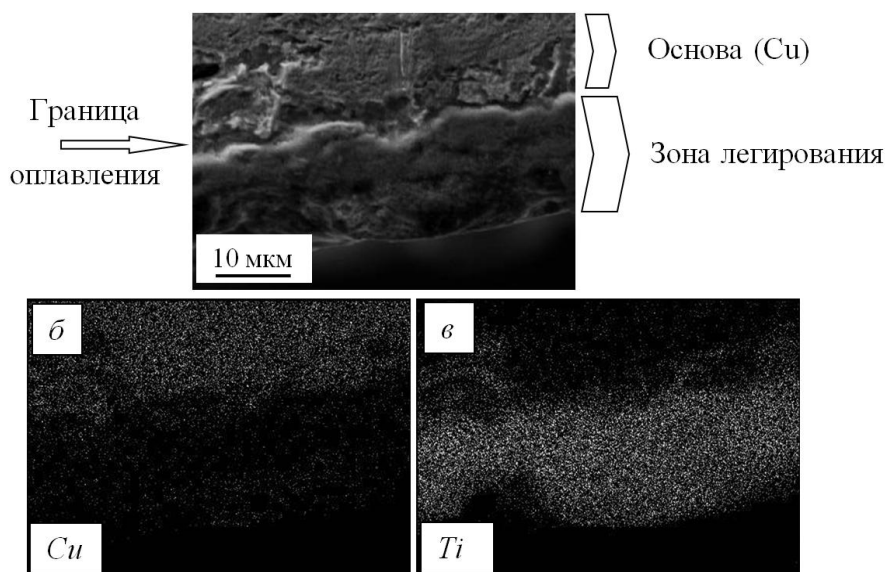
Рисунок 2 – Рентгенофазовый анализ поверхности после электровзрывного легирования в различных режимах



Рисунок 3 – Структурные особенности поперечного сечения титан-бор-медного поверхностного слоя.

Сканирующая электронная микроскопия

Рентгеноспектральный микроанализ показал, что по толщине сформированного легированного слоя распределения меди и титана однородно (рисунок 4). Распределение бора данным способом не выявляется.



a – структура сформирована $q = 6,5 \text{ ГВт/м}^2$; *б* – карта распределения элементов в характеристических лучах меди для фото *a*; *в* – карта распределения элементов в характеристических лучах титана для фото *a*

Рисунок 4 – Структура поперечного сечения титан-бор-медного поверхностного слоя, выявляемая при сканирующей электронной микроскопии

Таким образом, впервые электровзрывным способом получены легированные композиционные слои, содержащие бориды титана TiB_2 , Ti_2B , Ti_3B_4 , TiB и медь, параметр шероховатости их поверхности Ra изменяется в пределах 3,2 – 3,5 мкм. Сформированная структура характеризуется отсутствием пор. Оптимальным с точки зрения формирования наиболее тугоплавких фаз следует считать режим формирования поверхностного слоя при $5,5 \text{ ГВт/м}^2$. Результаты позволяют рекомендовать электровзрывную обработку для практического использования с целью формирования титан-бор-медных электрических контактов.

Библиографический список

1. Анисимов А.Г., Мали В.И. // Физика горения и взрыва. 2010. № 2. С. 135.
2. Lomovskii O. I., Maly V. I., Dudina D. V. et al. Preparation and Electrical Erosion Resistance of TiB_2/Cu // Nanocomposites Inorganic Materials. 2006. Vol. 42. No. 7. P. 739–743.
3. Будовских Е.А., Карпий С.В., Громов В.Е. // Изв. РАН. Сер. физ. 2009. Т. 73. № 9. С. 1324–1327.
4. Диаграммы состояния двойных металлических систем / под общ. ред. Н.П. Лякишева; т. 1. – М.: Машиностроение, 1996. – 996 с.

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЙ РЕГУЛИРУЕМЫЙ ГЕНЕРАТОР МОЩНЫХ ТОКОВЫХ ИМПУЛЬСОВ*

**ЖМАКИН Ю.Д., ЗАГУЛЯЕВ Д.В., КОНОВАЛОВ С.В.,
КУЗНЕЦОВ В.А., ГРОМОВ В.Е.**

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

В последние годы наметился стабильный интерес к использованию источников мощных токовых импульсов в технологических операциях обработки металлов давлением [1]. Их применение расширяет технологические возможности процессов и интенсифицирует их.

При использовании генераторов мощных токовых импульсов (ГМТИ) возникает необходимость регулировать их параметры и, в первую очередь амплитуду. В разработанных ранее схемах ГМТИ [1] регулирование амплитуды осуществлялось изменением напряжения выпрямителя с помощью симисторного регулятора напряжения. При этом точность выполнения задания осуществлялась визуальным контролем по показаниям вольтметра и амперметра, так как отсутствовала обратная связь. Для устранения этого недостатка в схему ГМТИ была введена отрицательная обратная связь по амплитуде токовых импульсов. В схеме (рисунок 1), выполненной на симисторах, регулирование амплитуды силовых токовых импульсов возможно осуществлять с помощью изменения угла открывания симистора, производящего заряд силовой батареи VS1, благодаря чему регулируется напряжение заряда конденсаторной батареи СВ [2]. Это более выгодно по сравнению со схемой, использующей регулирование заряда конденсаторной батареи от симисторного регулятора напряжения, так как часть аппаратуры, связанная с симисторным регулятором напряжения, будет исключена.

Для анализа работы электросхемы рассмотрим графики: линейных напряжений, выпрямленного напряжения выпрямителя VD 15-20, напряжения управляющих импульсов с трансформатора TV7, опорного напряжения.

Заряд конденсаторной батареи регулируется углом открывания β симистора VS1. β отсчитывается от начала синусоиды линейных напряжений. Угол β можно изменять от 60° до 90° в пределах участков, обозначенных точками 1 – 2, 3 – 4, 5 – 6 на графике выпрямленного напряжения.

При $\beta = 60^\circ$ будет максимальный заряд конденсаторной батареи и максимальная амплитуда токовых импульсов, при $\beta = 90^\circ$ ГМТИ будет закрываться, конденсаторная батарея заряжаться не будет.

Обратная связь по амплитуде токовых импульсов исключает влияние

* Работа выполнена при частичной финансовой поддержке ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009 – 2013 гг.» (гос. контракт № П411, гос. контракт № 14.740.11.0813).

1. $\frac{1}{2}$ 2. $\frac{1}{2}$ 3. $\frac{1}{2}$ 4. $\frac{1}{2}$ 5. $\frac{1}{2}$



1. *Journal of the American Medical Association*, 1997; 277: 1001-1005.

грузке на амплитуду токовых импульсов. Обратная связь осуществляется через датчик тока, выполненный на трансформаторе ТА4 резисторе R5, диоде VD26, конденсаторе C7, резисторе R4. Сигнал обратной связи складывается с задающим напряжением от выпрямителя VD11-14 на резисторе R3, с которого снимается общий сигнал обратной связи. На конденсаторе C4 происходит сравнение общего сигнала обратной связи с опорным пилообразным напряжением, образующимся благодаря заряду конденсатора C4 через резистор R9 и диод VD21 от трансформатора TV7. Результирующий сигнал, полученный вычитанием напряжения общего сигнала обратной связи из опорного пилообразного напряжения, поступает на вход блокинг-генератора, собранного на транзисторе VT3. В тот момент, когда опорное напряжение превысит напряжение обратной связи, блокинг-генератор вырабатывает управляющий импульс на симистор VS1, симистор откроется, будет происходить заряд конденсаторной батареи до момента когда $\frac{dU}{dt}$ сменит знак с + на –, когда угол $\beta = 90^\circ$ [4]. Угол открывания симистора VS1 регулируется резистором R3. Резистором R3 можем регулировать фазу сигнала управления, поступающего на симистор VS1 в пределах от 60° до 90° .

Рассмотрим, как работает цепь обратной связи. В случае снижения амплитуды токовых импульсов в нагрузке с конденсатора C7 снимется меньшее напряжение, поступающее на резистор R4. Поэтому с резистора R3 снимается меньшее напряжение, подающееся на конденсатор C4, фаза управляющего импульса смещается в сторону 60° . Заряд конденсаторной батареи СВ благодаря этому увеличится, что соответствует регулировочной характеристике. При разряде конденсаторной батареи СВ амплитуда тока увеличится. Таким образом, схема будет осуществлять стабилизацию и регулировку амплитуды силовых токовых импульсов.

Схема, изображенная на рисунке 1, позволяет плавно регулировать амплитуду токовых импульсов при частоте следования импульсов, равной 300 Гц. На практике совместно с плавной регулировкой амплитуды импульсов требуется плавно регулировать частоту следования. Для этих целей можно использовать ГМТИ, выполненный на запираемом тиристоре (рисунок 2). В этой схеме регулирование амплитуды токовых импульсов осуществляется изменением напряжения заряда конденсаторной батареи СВ, которая заряжается напряжением выпрямителя VD 1 – 6 и регулируется с помощью симисторного регулятора напряжения VS 1 – 3. В отличие от схемы, изображенной на рисунке 1, для работы симисторного регулятора напряжения необходимо управляющие импульсы подавать попарно на симисторы, находящиеся в разных фазах, для чего блокинг-генераторах имеются по 2 управляющие обмотки. Управляющие импульсы необходимо попарно подавать в последовательности фаз А – В, В – С, С – А.

Для наглядности работы схемы, изображенной на рисунке 2. Заряд конденсаторной батареи регулируется углом открывания β симисторов в симисторном регуляторе напряжения. Угол β отсчитывается от начала синусо-

соиды линейного напряжения. Угол β будет меняться в пределах $60^\circ < \beta < 90^\circ$. При $\beta = 60^\circ$ заряд конденсаторной батареи максимален.

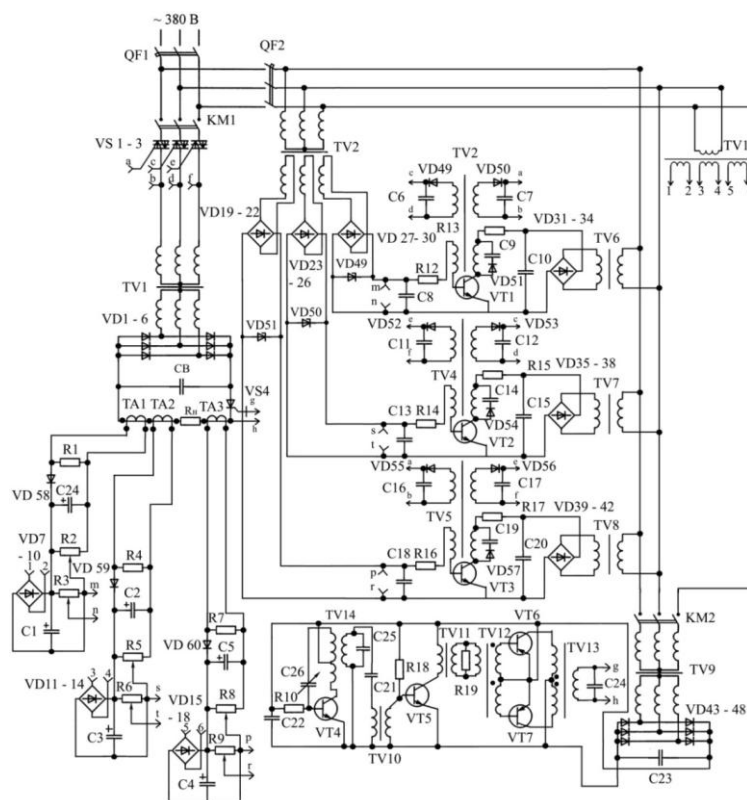


Рисунок 2 – Регулируемый ГМТИ на запираемом тиристоре

Рассмотрим работу по одному каналу. Датчик тока, выполненный на трансформаторе TA1, резисторе R1, диоде VD58, конденсаторе C24, резисторе R2, подает на резистор R3 напряжение, пропорциональное амплитуде силовых токовых импульсов, на этот же резистор R3 подается напряжение задания с выпрямителя VD 7 – 10.

Сумма задающего напряжения и от датчика тока, с резистора R3 подается на конденсатор C8, куда подается и опорное напряжение с выпрямителя VD 27 – 30. На конденсаторе C8 происходит сравнение обоих напряжений. Когда опорное напряжение превысит общее напряжение обратной связи, откроется блокинг-генератор на транзисторе VT1, который выработает два управляющих импульса в обмотках трансформатора VT2. Одно напряжение с конденсатора C7 подается на управляющий электрод находящегося в фазе А симистора VS1, второе напряжение с конденсатора C6 подается на управляющий электрод симистора, находящегося в фазе В VS2. Это необходимо для образования замкнутого контура, в цепи которого происходит заряд конденсаторной батареи CB. Она будет заряжаться до момента когда линейное напряжение dU_{AB}/dt сменит знак с + на -. Когда на запираемый тиристор VS4 придет управляющий сигнал, батарея CB разрядится в нагрузку. Анало-

гично работают все 3 канала управления. Амплитуда токовых импульсов задается резисторами R3, R6, R9. Стабилитроны в цепи опорного напряжения VD 49, VD 50, VD 51 необходимы для ограничения амплитуды опорного напряжения при изменении угла β в пределах $60^\circ - 90^\circ$. Для регулировки частоты следования импульсов применяется запираемый тиристор VS4 (рисунок 2), открываемый импульсами, приходящими с конденсатора C24. Для управления запираемым тиристором VS4 в схеме применен автогенератор, собранный на транзисторах VT4, VT5. Частота генерируемых автогенератором гармонических колебаний регулируется переменным конденсатором C26. Дифференциальный усилитель мощности, собранный на транзисторах VT6, VT7, позволяет амплитуду запирающего сигнала сделать больше амплитуды открывающего сигнала.

Силовая схема (рисунок 2) вырабатывает силовые токовые импульсы с регулируемой частотой от $f_{\min}$ до 300 импульсов в секунду. Если вырабатывать силовые токовые импульсы в нагрузке с частотой больше 300 Гц, то будут иметь место колебания амплитуды импульсов. Для устранения этого недостатка предлагается использовать 12 пультную систему. В этом случае частота заряда конденсаторной батареи равна 600 Гц, частота импульса может регулироваться от $f_{\min}$ до 600 Гц со стабилизацией амплитуды, но при этом сузится диапазон регулирования угла β от 75° до 90° [1]. Возможен второй вариант увеличения частоты следования силовых токовых импульсов, заключающийся в значительном увеличении емкости силовой конденсаторной батареи СВ так, чтобы амплитуда импульсов до подзарядки батареи снижалась незначительно. В этом случае частота регулирования может быть от $f_{\min}$ до 3600 Гц. Таким образом, схема, изображенная на рисунке 1, более удобна для получения высоких частот следования импульсов способом суперпозиции.

Схемы ГМТИ, приведенные на рисунках 1 и 2, необходимо включать в работу с нулевой амплитудой токовых импульсов и постепенно выводить на рабочий режим. При включении на полный режим первоначальный импульс может оказаться максимальной амплитуды, что вызовет повреждения в нагрузке.

Библиографический список

1. Аппаратурное обеспечение электропластического эффекта на основе генератора мощных токовых импульсов / Ю.Д. Жмакин, Д.В. Загуляев, С.В. Коновалов, Кузнецов В.А., Громов В.Е. // Физическое материаловедение. Сборник трудов IV международной школы. – Тольятти: ТГУ, 2009. – С. 78 – 79
2. Жмакин Ю.Д. Использование схем и групп включения трансформаторов в генераторе мощных токовых импульсов / Ю.Д. Жмакин, Д.В. Загуляев, С.В. Коновалов, Кузнецов В.А., Громов В.Е. // Промышленная энергетика. 2009. № 6. – С. 10 – 13.

ЭЛЕКТРОВЗРЫВНАЯ УСТАНОВКА НА БЫСТРОДЕЙСТВУЮЩИХ ТИРИСТОРАХ ДЛЯ МОДИФИКАЦИИ ПОВЕРХНОСТИ МАТЕРИАЛОВ*

**ЖМАКИН Ю.Д., РОМАНОВ Д.А., БУДОВСКИХ Е.А.,
КУЗНЕЦОВ В.А., ГРОМОВ В.Е.**

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

В последнее время усилился интерес к электровзрывной обработке поверхности. Это вызвано, в первую очередь, многократным повышением эксплуатационных свойств электровзрывных слоев, широким спектром возможностей формирования различных поверхностных слоёв, в том числе уникальных молибден-медных поверхностных слоев из несмешивающихся компонентов [1].

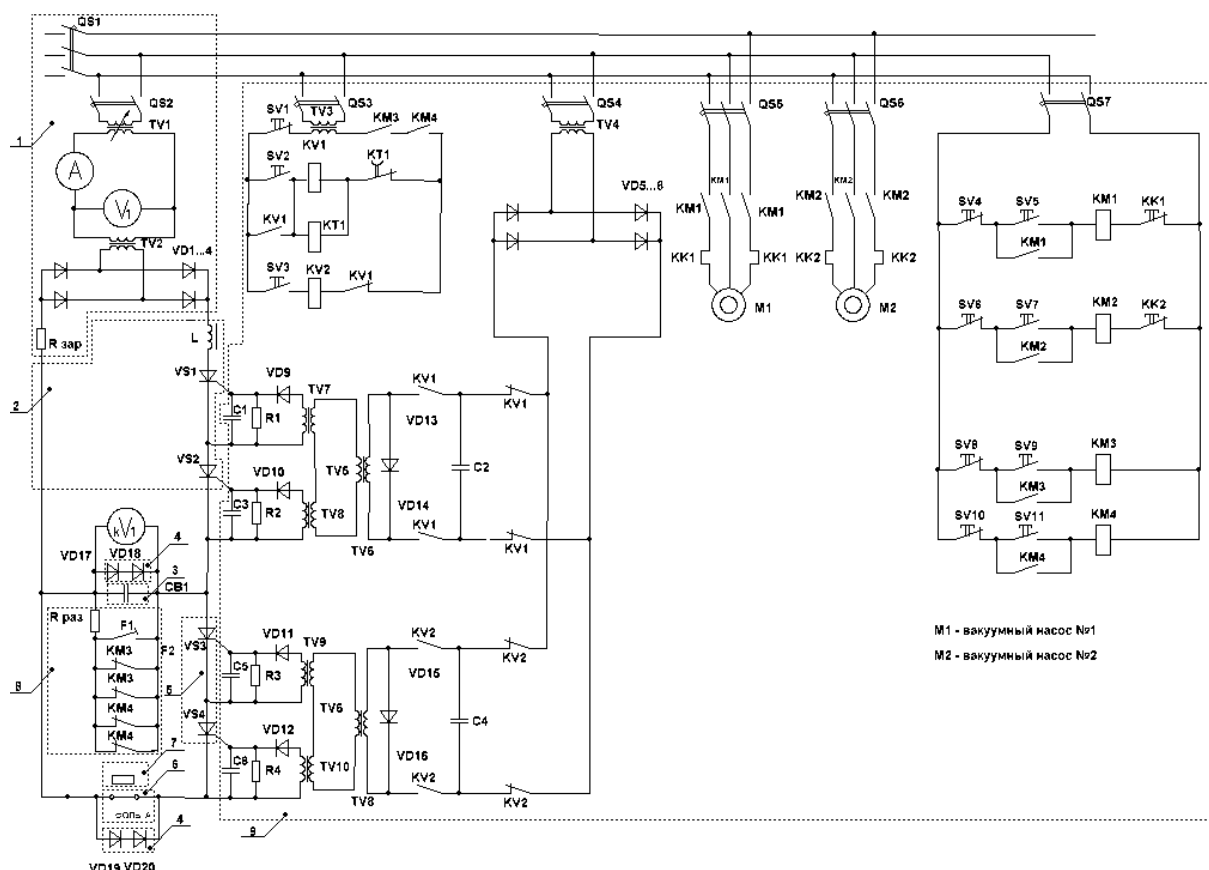
Научно-технический прогресс выдвигает новые требования к установкам этого типа. Перспективно более гибкое управление величиной поглощаемой плотности мощности и временем воздействия на поверхность. В связи с этим, была разработана электровзрывная установка на быстродействующих тиристорах для модификации поверхности материалов. Установка соответствует этим требованиям и к тому же полностью безопасна для обслуживающего персонала.

Электрическая схема установки изображена на рисунке 1. Она состоит из источника постоянного напряжения 1 для заряда конденсаторной батареи, производящей взрыв фольги; первого коммутирующего устройства 2; силовой конденсаторной батареи 3, производящей разряд для взрыва фольги; противоперезарядных диодных цепочек 4; второго коммутирующего устройства 5; электровзрывного ускорителя 6; облучаемого образца 7; устройства безопасности 8; цепей управления 9.

Электрическая схема рассматриваемой электровзрывной установки работает следующим образом. С помощью автоматического выключателя QS1 подается напряжение на всю схему. Автоматическим выключателем QS2 подается напряжение на силовую часть схемы. С помощью трансформаторов TV1 и TV2 устанавливается необходимая величина постоянного напряжения для заряда силовой батареи CB1 зарядом нужной мощности. С помощью тириستоров VS1, VS2 производится включение процесса заряда батареи CB1 до нужного значения, тиристоры VS1, VS2 закроются после того, как ток заряда станет равен нулю. Сглаживающий дроссель L служит для

* Работа выполнена при частичной финансовой поддержке ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009 – 2013 гг.» (гос. контракт № П411, гос. контракт № 14.740.11.0813).

предотвращения закрывания тиристоров VS1, VS2 вследствие пульсаций выпрямленного напряжения. Разряд конденсаторной батареи CB1 на электровзрывной ускоритель осуществляется включением быстродействующих тиристоров VS3, VS4. Быстродействующие тиристоры обеспечивают необходимый темп нарастания разрядного тока. Два тиристора включены последовательно для того, чтобы увеличить величину допустимого обратного напряжения на тиристоры. Для включения тиристоров VS1, VS2 схема вырабатывает одиночный импульс управления. После включения тиристоры остаются открытыми благодаря току удержания до полного заряда батареи.



- 1 – источник постоянного напряжения для заряда конденсаторной батареи, производящей взрыв фольги; 2 – первое коммутирующее устройство; 3 – силовая конденсаторная батарея, производящая разряд для взрыва фольги; 4 – противоперезарядные диодные цепочки; 5 – второе коммутирующее устройство; 6 – электровзрывной ускоритель; 7 – объект напыления; 8 – устройство безопасности; 9 – цепь управления

Рисунок 1 – Электрическая схема электровзрывной установки для обработки поверхности материалов напылением на быстродействующих тиристорах

Импульсы управления зарядными тиристорами VS1, VS2 образуются при разряде конденсатора C2 на трансформатор TV5, который включается контактами реле KV1 при нажатии кнопки «заряд батареи» SV2. Вторичная обмотка трансформатора TV5 включена последовательно с обмотками им-

пульсных трансформаторов TV7 – TV8 для синхронизации процесса включения тиристоров. Трансформатор TV5 используется для надежного разделения высоковольтной части схемы от низковольтной в случае выхода из строя тиристоров VS1, VS2, что повышает безопасность работы на установке. В схеме используется реле времени КТ1 для подготовки процесса нового заряда батареи СВ1. После отключения реле КV1 замыкает нормально замкнутые контакты, конденсатор С2 заряжается, тем самым подготавливая новый цикл заряда конденсаторной батареи.

Аналогично описанному работает схема управления разрядными тиристорами VS3, VS3. Кнопка SV3 включает процесс разряда конденсаторной батареи на электровзрывной ускоритель.

Контакты КМ3, КМ4 производят запрет процессов самопроизвольного заряда/разряда батареи без предварительного включения, также обеспечивают разряд батареи при обслуживании установки.

Для того, чтобы индуктивность силовой цепи не вызывала перезаряд конденсаторной батареи использованы противоперезарядные диодные цепи, которые прекращают процесс разряда батареи СВ1 в момент, когда она разрядится до нуля.

Вакуумные насосы М1, М2 включаются в работу кнопками SV5, SV7, отключаются кнопками SV4, SV6.

Предложенная электрическая схема имеет преимущества перед всеми известными схемами в том, что не используется дуговой разрядник, который значительно увеличивает время на подготовку проведения разряда батареи СВ1 на фольгу вследствие необходимости создавать в нем вакуум. Роль дугового разрядника выполняют бесконтактные быстродействующие коммутирующие устройства на тиристорах, которые имеют больший срок безаварийной работы. Электрическая схема проста и удобна в управлении, имеет простое и надежное схемное решение выработки управляющих импульсов на тиристоры.

Устройство безопасности, обеспечивающее полное исключение травмирования обслуживающего персонала.

Работа плазменного ускорителя для электровзрывного легирования (ЭВЛ) основана на накоплении энергии батареями импульсных конденсаторов и её последующем разряде через проводник, испытывающий при этом взрывное разрушение. Напряжение от накопителя подается на плазменный ускоритель (рисунок 2), который состоит из коаксиально-торцевых электродов – внутреннего цилиндрического электрода 1, внешнего кольцевого электрода 2, разделенных изолятором 3, и разрядной камеры 4, локализирующей продукты взрыва и переходящей в сопло. Электровзрыв происходит в результате пропускания через проводник 5 тока большой плотности при разряде конденсаторной батареи. Продукты взрыва истекают в вакуумируемую технологическую камеру 6 с остаточным давлением 100 Па. Держатели образцов 7 обеспечивают фиксированное на определенной высоте от сопла положение облучаемого образца 8.

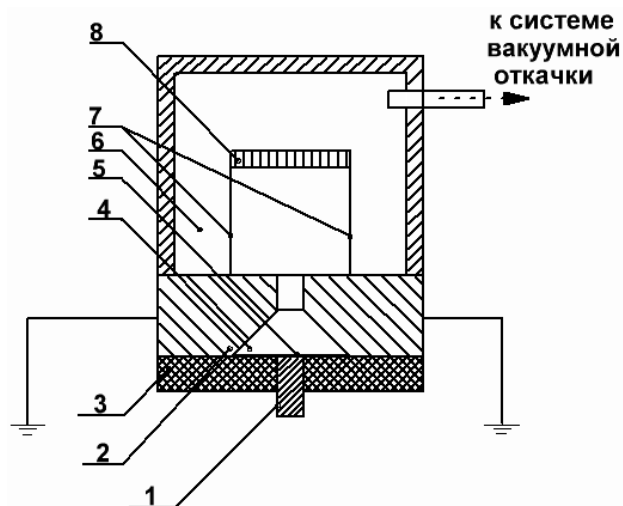


Рисунок 2 – Электровзрывной плазменный ускоритель

Повышение массовой плотности продуктов взрыва, а также интенсивности теплового воздействия на поверхность упрочняемого материала до значений, достаточных для её оплавления за малое время импульса, которое можно изменять в пределах от 100 до 500 мкс, и тем самым создание условий, необходимых для осуществления легирования, достигается применением торцевой коаксиальной системы электродов.

Обработка импульсными плазменными струями, формируемыми при электрическом взрыве проводников, находится в одном ряду с другими аналогичными способами упрочнения поверхности – обработкой плазмой взрывчатых веществ, магнитоплазменных компрессоров [2], а также плазменно-детонационным способом [3]. Последние из них в настоящее время активно развиваются и используются в промышленности. Конструктивная простота и надёжность оборудования, гибкие возможности управления процессом обработки путём изменения технологических параметров позволяют сделать вывод о перспективности дальнейших научных исследований и практических разработок в области электровзрывного нанесения покрытий и ЭВЛ. Использование модернизированной электровзрывной установки в условиях производства возможно при организации участков мелкосерийного упрочнения деталей и инструментов на промышленных предприятиях, например малых.

Библиографический список

1. Романов Д.А., Будовских Е.А., Жмакин Ю.Д., Громов В.Е. Опыт и перспективы использования электровзрывной установки ЭВУ 60/10 для модификации поверхности материалов
2. Углов В.В., Анищик В.М., Черенда Н.Н. и др. // Физика и химия обраб. материалов. – 2005. – № 2. – С. 36 – 41.
3. Тюрин Ю.Н., Жадкевич М.Л. Плазменные упрочняющие технологии – Киев: Наукова думка, 2008. – 216 с.

ШАРОПРОКАТНЫЙ СТАН

КЛИМОВ А.С., ФИЛИПОВА М.В., ПЕРЕТЯТКО В.Н.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Шаропрокатный цех ОАО «Гурьевский металлургический завод» расположен в двух корпусах. Первый корпус изображён на рисунке 1 и включает два одинаковых шаропрокатных комплекса, которые предназначены для прокатки мелющих шаров диаметром 30 – 120 мм.

В каждый комплекс входят:

- проходная нагревательная методическая печь с роликовым подом;
- механизмы загрузки и выгрузки печи;

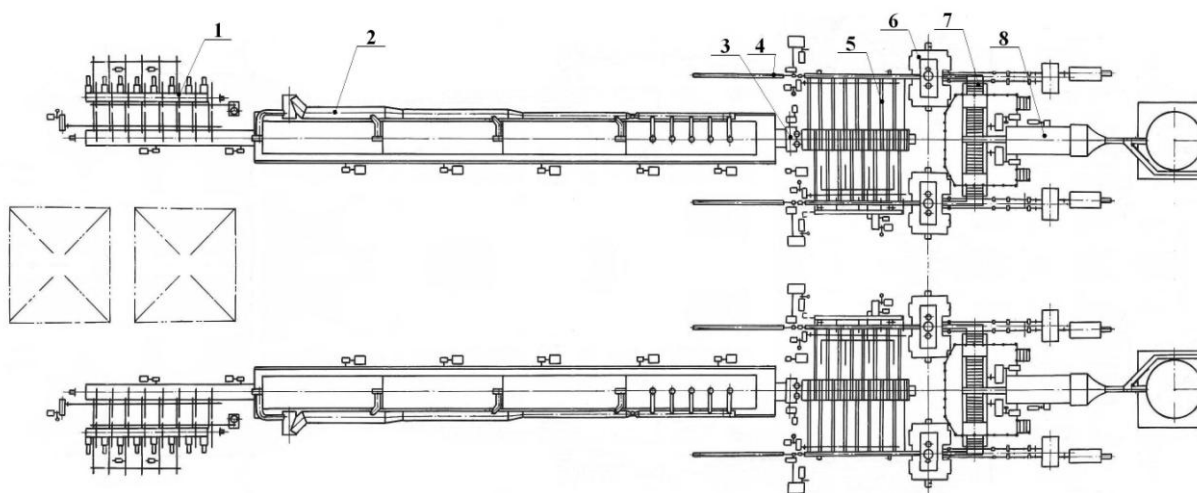


Рисунок 1 — Схема расположения оборудования в шаропрокатном цехе

1 – механизм загрузки печи; 2 – проходная нагревательная методическая печь; 3 – механизм выгрузки печи; 4 – вталкиватель; 5 – приёмный стол; 6 – рабочая клеть; 7 – ковшевой конвейер; 8 – 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 клетки 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 валка [1, 2].

Для вращения рабочих валков с заданными энергетическими параметрами (крутящим моментом и частотой вращения) используется главный привод. Он состоит из электродвигателя постоянного тока, соединённого предохранительной зубчатой муфтой с редуктором. Выходные валы редуктора соединены с рабочими валками посредством промежуточных валов и универсальных шпинделей. Характеристики главного привода указаны в таблице 1.

Таблица 1 – Технические данные главного привода

Наименование (параметры)	Размерность	Величина
Тип привода		групповой
Электродвигатель		4П-450-38-800-У3
Напряжение	В	440
Мощность	кВт	560
Частота вращения	об/мин	375/1000
Частота вращения номинальная	об/мин	375

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 шарик проглаживается и полностью отделяется.

Одновременно валки захватывают новую порцию металла, и процесс прокатки протекает непрерывно, пока не прокатается весь пруток.

Характеристики и размеры валков зависят от диаметра прокатываемых шаров и указаны в таблице 2.

Горячие шары после прокатки на стане по наклонным решёткам скатываются на ковшевой конвейер закалочного устройства. Ковшевой конвейер-

ер состоит из металлических ковшей, закрепленных на цепи. Из ковшевого конвейера шары высыпаются во вращающийся барабан первого закалочного устройства.

Таблица 2 – Технические данные рабочих валков

Наименование	Размерность	Величина
Диаметр шара	мм	30 – 100
Номинальный диаметр валков	мм	460 – 440
Длина бочки валка, не более	мм	370
Угол раскатки	градус	0 – 1,5
Угол подачи	градус	0 – 7
Радиальное давление металла на валок, не более	кН (тс)	700 (70)
Крутящий момент прокатки на один валок, не более	кН·м (тс·м)	25 (2,5)
Частота вращения рабочих валков	об/мин	65 – 130

Закалочное устройство имеет вращающийся барабан с внутренними винтовыми витками и коллектор подачи закалочной среды (воды). При вращении барабана шары перекачиваются 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 приемный лоток скатываются в контейнеры или попадают в ковшевой 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 сре-

де ёмкости. При необходимости понижения температуры шаров предусмотрено барбатирование закалочной среды (воды) сжатым воздухом.

Прокатанные шары должны соответствовать третьей или четвертой группе твердости ГОСТ 7524-89 «Шары стальные мелющие для шаровых мельниц» и ТУ 1171-078-00186223-2007.

Контрольная проверка шаров (твердость поверхности, объемная твердость макроструктура и ударостойкость) производится лаборантом ОТК после остывания всей партии в экспресс-лаборатории.

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.

УДК 621.771

КАЛИБРОВКА ВАЛКОВ ШАРОПРОКАТНОГО СТАНА

ПЕРЕТЯТЬКО В.Н., КЛИМОВ А.С., ФИЛИПОВА М.В., ФЕДОРОВ А.А.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Поперечно-винтовая прокатка шаровых заготовок осуществляется между двумя вращающимися валками, на бочках которых нарезаны винтовые калибры. Профиль и размеры калибра соответствуют профилю прокатываемого изделия. Оси прокатных валков обычно наклонены под небольшим углом к оси прокатываемой заготовки, за счет чего обеспечивается осевая подача металла в валках.

Схема процесса прокатки шаров приведена на рисунке 1.

Передний конец нагретого прутка задается во вращающиеся валки прокатного стана. При этом заготовка начинает вращаться и одновременно продвигаться по оси прокатки. В валках вращающаяся заготовка обжимается ребрами калибра и приобретает форму шара, соединенного перемычкой с остальной заготовкой. При дальнейшем продвижении в валках шар калибруется и полностью отделяется от прутка. Для удержания обжимаемой заготовки на оси прокатки служат проводки. За каждый оборот валков прокатывается один шар.

Очаг деформации при прокатке шаровой заготовки имеет два основных участка: [1]

- формирующий участок, где заготовка обжимается с изменением формы и размеров винтовой реборды;
- отделочный участок, где форма и размеры реборды остаются неизменными, а обжатие осуществляется из-за овализации заготовки.

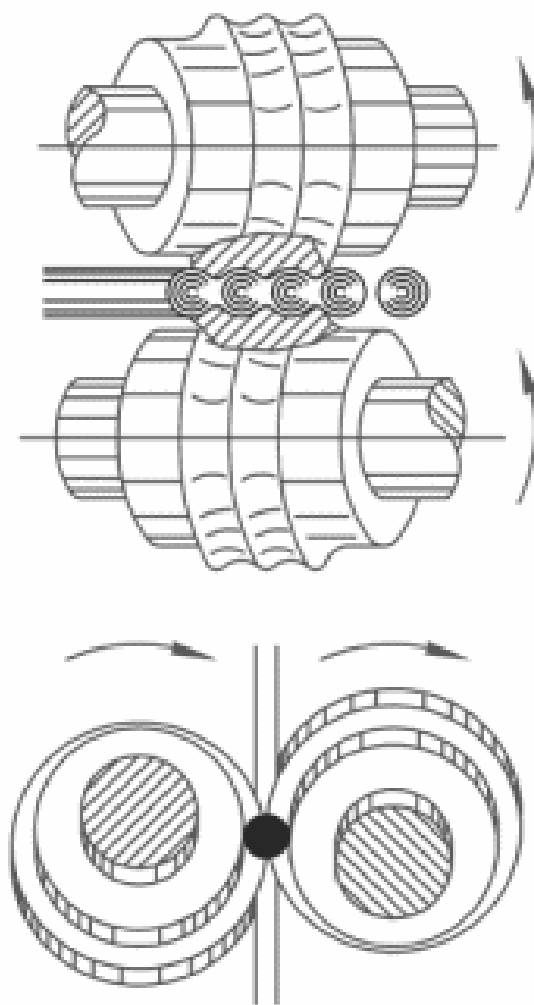


Рисунок 1 – Схема прокатки шаров

Для нормального процесса прокатки профиль и размеры формирующего участка калибра рассчитывается таким образом, чтобы в процессе обжатия заготовки соблюдались следующие три основных положения [2]:

1. Объем металла, обжимаемый в калибре, должен оставаться постоянным в течение всего процесса формовки.
2. Изменение профиля и размеров реборды калибра должно соответствовать вытяжке обжимаемой заготовки.
3. Обжатие должно осуществляться относительно узкими участками, чтобы предотвратить разрыхление металла по оси заготовки.

Соблюдение указанных условий обеспечивает прокатку заготовок правильной геометрической формы, при минимальном расходе энергии на деформацию.

Однако, практически при проектировании и изготовлении калибровочных валков неизбежны отступления от этих условий в пределах, существенно не нарушающих нормальное течение процесса прокатки.

Согласно первому условию необходимо, чтобы объем некоторой части

заготовки, захваченной валками, оставался неизменным по мере прохождения его через остальные участки калибра. В этом случае в любой момент прокатки не будет избытка металла. При появлении избытка металла искажается геометрическая форма шара и возможно появление пустот в осевой зоне заготовки.

Согласно второму условию нормального образования формы шара вытяжка обжимаемого участка заготовки должна соответствовать изменению формы и размеров реборды калибра. В случае прокатки шаров длина обжимаемой перемычки (b_a) должна быть равна ширине прямого участка реборды калибра (a_a).

На основании третьего положения можно отметить, что обжатие заготовки ведется сравнительно узкими участками, поэтому разрушение металла в осевой зоне не происходит.

Расчёт калибровки шара выполняется для левого валка, калибровка правого валка аналогична. Единственное отличие в том, что после нарезки реборды правого валка, она подрезается по высоте на определённую величину.

При расчёте и построении калибровки валков необходимо руководствоваться рекомендациями к проектированию, приведёнными в таблице 1 [1].

В первую очередь необходимо определить диаметр исходной заготовки.

Согласно ГОСТ 7524-89 «Шары стальные горячекатаные для шаровых мельниц» номинальный диаметр шара 125 мм, допускаемое отклонение диаметра ± 5 мм, тогда диаметр заготовки будет равен

$$d_{\text{з}} = \frac{d_{\text{ш}}}{\eta_t}, \quad (1)$$

где $d_{\text{ш}}$ – диаметр шара, мм

η_0 – коэффициент, учитывающий радиальный рост шара во время прокатки,

$$\eta_0 = 1,03,$$

Согласно ГОСТ 2590-2006 «Прокат сортовой стальной горячекатаный круглый» выбираем ближайшую по диаметру заготовку, тогда диаметр шара будет

$$d_{\text{ш}} = d_{\text{з}} \cdot \eta_0, \quad (2)$$

что не противоречит требуемому стандартом отклонению величины диаметра.

Определим диаметр калибра

$$d_{\text{к}} = d_{\text{ш}} \cdot \eta_t, \quad (3)$$

где η_t – коэффициент, учитывающий температурное расширение металла, $\eta_t = 1,013$.

Таблица 1 – Исходные данные для проектирования калибровки валков шаропрокатных станов

Диаметр шара, мм	Диаметр валков, мм	Протяжённость калибра, α°		Минимальный диаметр перемычки, мм	Высота реборды на захвате, мм	Ширина реборды на отделочном участке, мм	Ширина реборды на участке 270° от захвата, мм
		общая	отделочный участок				
Станы для прокатки заготовок шаров подшипников качения							
1 ¹ / ₁₆	200 – 220	900 – 1080	540	2 – 2,5	1,0 – 1,3	4	1,8 – 2,0
1 ³ / ₃₂							
1 ¹ / ₄				2,5 – 3,0	1,8 – 2,0	5 - 6	
1 ¹ / ₂							
До 2				3,0 – 3,8	2,5 – 3,2	6 – 6,5	2 – 2,5
Станы для прокатки мелющих шаров							
40 – 50	180 – 300	900 – 1080	540 – 720	3 – 3,2	2,5 – 3,8	3,7 – 5,4	2 – 2,4
60 – 80	280 – 460	1080 – 1350	630 – 810	3,6 – 5,0	4,4 – 4,5	5,8 – 8,4	3,0
100 – 125	550 – 690	1260 – 1350	630 – 810	6	5,4	9 – 11	3,5 – 4,0

Тогда, минимальная ширина реборды

$$a=0,04R_K+1,3, \quad (4)$$

где R_K – радиус калибра, мм.

Начальная высота реборды, рисунок 2

$$h_0=1,5+0,07(R_K-10). \quad (5)$$

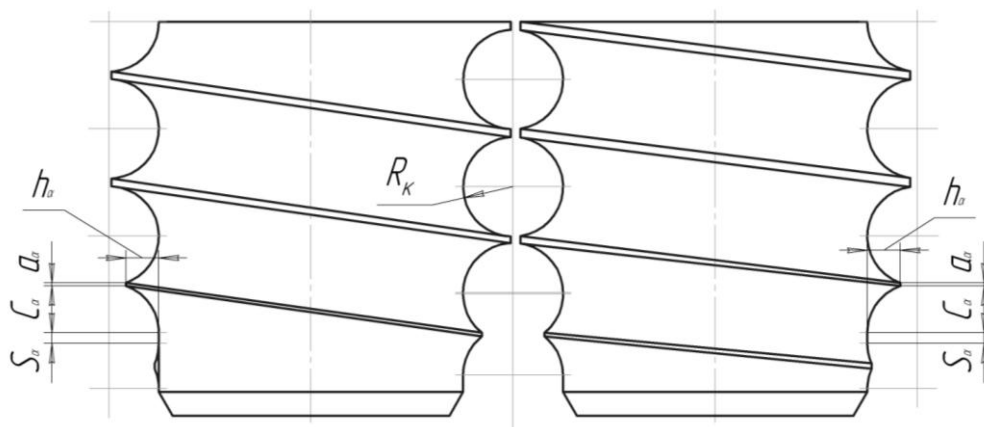


Рисунок 2 – Основные размеры прокатных валков

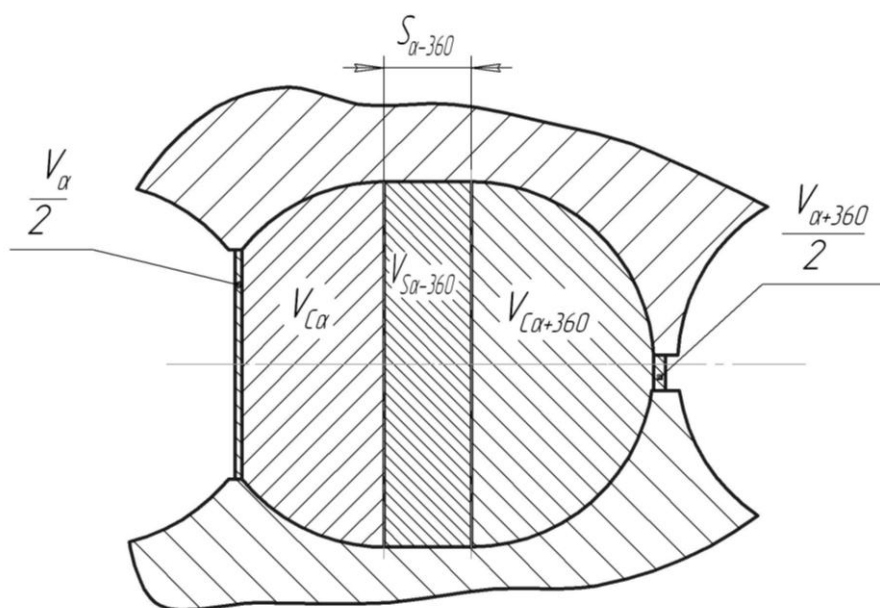


Рисунок 3 – Заполнение калибра

Минимальный радиус перемычки

$$r=1+0,04(R_K-10). \quad (6)$$

Ширина реборды перед отрезкой

$$a_{omp}=4+0,14(R_K-10). \quad (7)$$

Калибр можно разделить на два участка: формующий и отделочный. На формующем участке происходит обжатие перемычки и формирование шариков, соединённых перемычкой из круглой заготовки. На отделочном участке происходит окончательная отделка шара. На этом участке калибра обжатие шара не происходит [2].

Принимаем общую длину калибра $\alpha_{общ}=1260^0$ и длину формующего участка $\alpha_\phi=540^0$ согласно таблице 1, соответственно длина отделочного участка равна $\alpha_{отд}=\alpha_{общ}-\alpha_\phi=1260-540=720^0$.

Разбиваем длину калибра на участки равной длины, для предварительного расчёта достаточен угол разбивки $\Delta\alpha=90^\circ$.

Радиус перемычки в конце формовки при $\alpha=\alpha_\phi-\Delta\alpha=540-90=450^0$

$$r_{omp}=r+\frac{R_K-h_0-r}{\alpha_\phi}\cdot\Delta\alpha. \quad (8)$$

Величина изменения высоты реборды $\Delta h=r_{omp}-r$.

Для каждого угла находим:

– высоту реборды

$$h_{\alpha-90}=h_\alpha+\Delta h, \quad (9)$$

– радиус перемычки

$$r_\alpha=r_{\alpha-90}+\Delta h, \quad (10)$$

– ширину сферического участка

$$C_{omp}=\sqrt{R^2-r^2}, \quad (11)$$

Определяем основной шаг нарезки реборды

$$T/Z=2C_{отр}+a_{отр}, \quad (12)$$

где Z – число заходов реборды вала $Z=1$.

Для каждого угла

– задаётся шириной реборды формовочного участка из диапазона, указанного в таблице 1;

– определяем объём металла в сферической части калибра

$$V_{ca}=\pi\cdot C_\alpha\cdot\left(R_K^2-\frac{C_\alpha^2}{3}\right), \quad (13)$$

– определяем объём металла в перемычках

$$V_{aa}=\pi\cdot r_\alpha^2\cdot a_\alpha. \quad (14)$$

Найдём объём шара с перемычками

$$V_{ш}=\frac{4}{3}\cdot\pi\cdot R_K^3+\pi\cdot r_\alpha^2\cdot a_\alpha. \quad (15)$$

Зная значения объёма металла в перемычках и сферических частях калибра, можем определить объём металла в цилиндрической части калибра.

$$V_S = V_{III} - \Sigma V_{\alpha-360}^{\alpha}, \quad (16)$$

где

$$\Sigma V_{\alpha-360}^{\alpha} = \frac{V_{a\alpha}}{2} + V_{c\alpha} + \frac{V_{a\alpha-360}}{2} + V_{c\alpha-360}. \quad (17)$$

Проверим принятую ширину реборды для каждого угла b_α по условию соответствия вытяжке

$$b_\alpha = \frac{V_{\alpha+90} - 2 \cdot (V_{C\alpha} - V_{C\alpha+90})}{\pi \cdot r_\alpha^2}. \quad (18)$$

Значение b_α на заходе формовочного участка имеет отрицательное значение, так как перемычка ещё не сформировалась, но по мере вытяжки ширина перемычки приобретает положительное значение. До момента отрезки перемычки её ширина должна быть меньше ширины реборды во избежание переполнения и плены. Исходя из этого условия, производится корректировка ширины реборды и пересчёт объёмов металла на участках калибра.

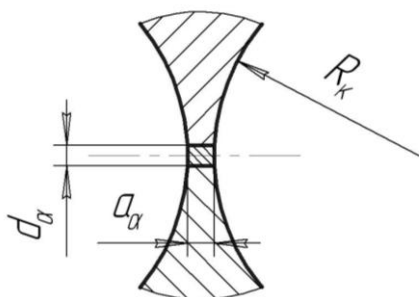


Рисунок 4 – Заполнение перемычки

Найдём ширину цилиндрического участка калибра

$$S_\alpha = \frac{V_{S\alpha}}{\pi \cdot R_K^2}. \quad (19)$$

Определяем значения ширины реборды по формуле

$$a_\alpha = T_{очн} - 2C_\alpha - S_\alpha. \quad (20)$$

Принимаем окончательные значения ширины реборды.

Определяем шаги нарезки калибра

$$t_\alpha = T_{очн} - \frac{360}{\Delta\alpha} (S_{\alpha+90} - S_\alpha). \quad (21)$$

Вычисляем ширину цилиндрического участка калибра, исходя из полученных шагов.

$$S_{\alpha} = \frac{(T_{осн} - t_{\alpha})}{4} + S_{\alpha-\Delta\alpha}. \quad (22)$$

Уточняем ширину реборды

$$a_{\alpha} = T_{осн} - 2 \cdot C_{\alpha} - S_{\alpha}, \quad (23)$$

объём металла в перемычках

$$V_{\alpha} = \pi \cdot r_{\alpha}^2 \cdot a_{\alpha}, \quad (24)$$

объём металла в цилиндрической части

$$V_{S\alpha} = \pi \cdot R_K^2 \cdot S_{\alpha}. \quad (25)$$

Проверяем заполнение калибров

$$\Sigma V_{\alpha-360}^{\alpha} = \frac{V_{a\alpha}}{2} + V_{c\alpha} + \frac{V_{a\alpha-360}}{2} + V_{c\alpha-360}. \quad (26)$$

Заполнение калибра по мере прокатки должно приближаться к полному объёму шара.

По окончательным результатам строим график изменения высоты реборды

Библиографический список

1. Прокатное производство. Справочник т. 2 (Под редакцией Е.С. Рокотяна) – М.: Металлургиздат, 1962. – 315 с.
2. Поперечная прокатка в машиностроении / В.С. Смирнов, В.П. Анисифоров, М.В. Васильчиков и др. – М.: Машгиз, 1957, 376 с.

УДК 621. 73.011.001.5

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ И СКОРОСТИ ДЕФОРМАЦИИ НА ПЛАСТИЧНОСТЬ И СОПРОТИВЛЕНИЕ ДЕФОРМАЦИИ СИЛУМИНОВ В ЛИТОМ И КОВАНОМ СОСТОЯНИИ С ПРОЦЕНТНЫМ СОДЕРЖАНИЕМ 20% Si В ЗАВИСИМОСТИ ОТ СПОСОБА ПРИГОТОВЛЕНИЯ

ПОЧЕТУХА В.В., ПЕРЕТЯТКО В.Н.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Известно что, в алюминиево-кремниевых сплавах с повышением содержания кремния (более 12,3 % Si) увеличивается присутствие в структуре крупных первичных кристаллов кремнистой фазы, которые приводят к охрупчиванию изделий. Этим же обусловлена и их низкая деформируемость,

то есть они обладают пониженной пластичностью и высокими прочностными характеристиками, что затрудняет обработку этих сплавов давлением. Все это отрицательно сказывается на механических и эксплуатационных свойствах, а также на широком промышленном внедрении заэвтектических сплавов системы Al-Si. Поэтому первоочередной задачей освоения технологии обработки металлов давлением данных сплавов является изучение пластичности и прочности для конкретных температурно-скоростных условий деформирования в зависимости от способа приготовления.

Измельчение первичных выделений кремнистой фазы в данных сплавах можно достичь за счет модифицирования литой структуры различными способами, однако лучшего результата в дроблении первичного кремния достигают за счет пластичной деформации или совместного использования двух вышеуказанных способов.

Это доказывается проведенными исследованиями на кручение силуминов в литом и кованом состоянии с процентным содержанием 20 % Si в зависимости от способа приготовления. Для сравнительной оценки свойств испытывались двойные, двойные наводороженные, двойные наводороженные закаленные, двойные модифицированные 0,1 % CuP сплавы.

Полученные результаты исследований и проведенный микроструктурный анализ данных силуминов показывают, что деформация, наводороживание, закалка, модифицирование приводит к измельчению всех структурных составляющих, особенно кремнистой фазы. Также проявляется волокнистость структуры, причем в направлении деформации вытягиваются и участки кремнистой фазы.

В связи со структурными изменениями данных сплавов произошли изменения их пластических свойств. Уменьшение в результате пластической деформации количества и размера выделений кремнистой фазы в заэвтектических состояниях кованых сплавов по сравнению с литыми в зависимости от способа приготовления приводит к снижению сопротивления деформации (особенно в кованом на 11 – 6 %) и к существенному приросту пластичности: для двойного сплава в 2,14 раза, наводороженного (н) в 1,75 раза, наводороженного и закаленного (н+з) в 1,8 раза, модифицированного 0,1 % CuP (0,1CuP) в 2,1 раза (см. рис.). Данные исследования показывают, что проведенная предварительная обработка по улучшению структуры и свойств исходных (литых) силуминов позволяет незначительно повысить их пластические свойства, как в литом, так и в кованом состояниях. В связи с этим уменьшается разница их пластических свойств в литом и кованом состояниях. Лучший результат в этом направлении дает модифицирование данных сплавов фосфористой медью.

Для выявления влияния скорости деформации на пластические свойства данных сплавов, как уже указывалось, проводились испытания при различных скоростях скручивания: 8, 100, 420 об/мин. Из анализа проведенных исследований можно заключить следующее. Для сплава, содержащего 20 % кремния в литом состоянии, с увеличением скорости скручивания с 8 до

420 об/мин пластичность падает в 2 раза. В кованом состоянии для этих же условий пластичность падает в 1,3 – 1,4 раза. Для двойного наводороженного сплава в литом состоянии при таких же скоростях пластичность уменьшается в 1,32 раза, а в кованом – уменьшается в 1,31 раза. Для двойного наводороженного закаленного сплава, содержащего 20 % кремния, в литом состоянии при этих же условиях наблюдается снижение пластичности в 1,31 раза, а в кованом – в 1,35 (1,3 – 1,4) раза. Для двойного модифицированного 0,1 % CuP сплава в литом состоянии при этих же условиях наблюдается снижение пластичности в 1,15 раза, а в кованом – в 1,05 раза.

Снижение пластичности с увеличением скорости скручивания в литом состоянии у этих сплавов объясняется их повышенной хрупкостью, наличием в структуре первичных выделений кремнистой фазы, которые являются зародышами трещин. В процессековки происходит изменение этой фазы и равномерное распределение ее по телу заготовки. Значительная неомогенность деформации при высоких скоростях скручивания способствует повышению общего уровня пластичности.

В результате проведенных испытаний данных силуминов в литом и кованом состояниях определены значения температур, соответствующие максимальным значениям пластичности, которые представлены в таблице 1 (при скорости скручивания 100 об/мин).

Таблица 1

Содержание кремния, % и способ приготовления	20	20 н	20 н+з	20 0,1CuP
Температура максимальной пластичности в литом состоянии, Град.С.	550	550	550	550
Температура максимальной пластичности в кованом состоянии, Град.С.	500	500	500	500

Данные таблицы 2 показывают, что для повышения пластичности и степени деформации при штамповке рассматриваемых сплавов необходимо проводить их обязательную предварительную пластическую деформацию независимо от способа приготовления исходных литых сплавов системы алюминий-кремний.

Таблица 2

Содержание кремния, % и способ приготовления	20	20 н	20 н+з	20 0,1CuP
Предельная степень деформации в литом /кованом состоянии, %	51,6/63,5	52,2/62,5	52,3/67,5	52,2/70
Показатель пластичности в литом /кованом состоянии, %	46,79/58,34	47,39/57,36	47,4/62,3	47,4/64,9

Таким образом, при разработке технологического процесса прессования и штамповки различных изделий из силуминов эвтектического и заэвтектического составов необходимо проведение исследований по определению максимальной пластичности и сопротивления деформации данных сплавов для конкретных технологических условий.

УДК 662.749.39:628.5

КАТАЛИТИЧЕСКАЯ ОЧИСТКА ГАЗООБРАЗНЫХ ВЫБРОСОВ ОТ ПОЛИЦИКЛИЧЕСКИХ АРОМАТИЧЕСКИХ УГЛЕВОДОРОДОВ

МЕДВЕДСКАЯ О.О., ПАВЛОВИЧ Л.Б.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Металлургическое производство является значительным источником выбросов в атмосферу газообразных токсичных веществ – полициклических ароматических углеводородов (ПАУ), в том числе бенз(а)пирена (БП) и диоксинов. Характерными особенностями выбросов черной металлургии являются: запыленность, значительные объемы отходящих газов, низкая концентрация загрязняющих веществ и многокомпонентность состава. Наиболее перспективными методами очистки такого типа отходящих газов считаются методы каталитической очистки, использование которых в металлургии проблематично из-за дороговизны, дефицита катализаторов и наличия в выбросах различных контактных ядов для катализаторов. Создание на базе шлаков металлургического производства дешевых, доступных, термостойких, механически прочных собственных в черной металлургии катализаторов и каталитических процессов очистки металлургических выбросов является актуальной задачей.

Цель работы – разработка технологий каталитической очистки выбросов от полициклических ароматических углеводородов, в том числе канцерогенных веществ, на базе шлаков черной металлургии для коксохимического производства: воздушников смолоперерабатывающего цеха, производства электродного пека и установки сухого тушения кокса.

Смолоперерабатывающий цех (СПЦ) даёт до 2,4 кг вредных выбросов в атмосферу на тонну сырой смолы. Особенностью газовых выбросов СПЦ является многокомпонентность смеси, наличие, в основном, полициклических ароматических углеводородов (ПАУ), в том числе канцерогенных веществ (таких как бенз(а)пирен), низкое содержание кислорода в отработанном воздухе пекоподготовки, присутствие сернистых соединений, аммиака, цианистого водорода, паров воды и др. Выбросы СПЦ, за исключением выбросов с кубов-реакторов установки окисления пека, являются выбросами с воздушников оборудования. В СПЦ насчитывается порядка 120 воздушников емкостного оборудования. Кроме того, имеют место выбросы при раз-

грузке смолы на открытых канавах, погрузке товарной продукции, в т.ч. жидкого пека. Особенность СПЦ ЗСМК в том, что оборудование размещено на значительном расстоянии по территории цеха, все выбросы содержат нафталин (75 %), который кристаллизуется и забивает газопроводы.

Правилами безопасности в коксохимическом производстве и Правилами технической эксплуатации запрещается выброс в атмосферу через воздушные свечи загрязненного химическими веществами воздуха из хранилищ, емкостей и аппаратов.

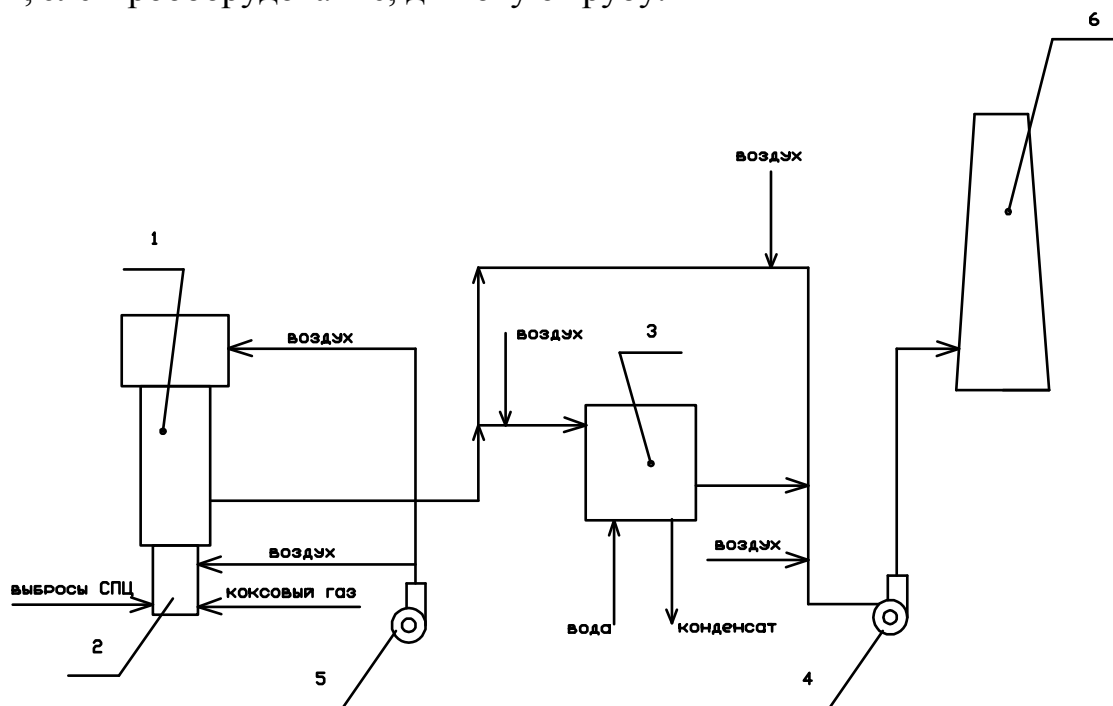
Одним из вариантов атмосфероохранных мероприятий является оборудование каждого воздушника локальным устройством для уменьшения выброса, которые имеют ряд недостатков. В случае колебания уровней в процессе работы или заполнения ёмкостей жидкостью газовоздушная смесь проходит через эти устройства практически без очистки от вредных компонентов. Альтернативой локальным устройствам являются коллекторные системы для сбора выбросов из воздушников. По коллектору, соединяющему газовое пространство ёмкостей, выбросы отводятся к установкам для уничтожения или утилизации.

Для выбросов, характерных для цеха переработки каменноугольной смолы возможны два метода обезвреживания отходящих газов: термическое и каталитическое сжигание. Основные преимущества каталитического метода сжигания по сравнению с термическим заключаются в ряде его технологических и эксплуатационных свойств, а именно: высокой эффективности и экономичности; отсутствии образования вторичных вредных продуктов. Достоинства метода: высокая степень очистки, компактность, небольшая металлоемкость, высокая производительность, легкость автоматического управления.

Каталитический метод за счет снижения температуры процесса в несколько раз дешевле термического сжигания из-за соответствующего сокращения расхода энергии на подогрев газов, обеспечивает более полное удаление примесей. Каталитическую очистку выбросов СПЦ возможно проводить на шлаковых катализаторах, доступных для металлургического производства.

Для черной металлургии в качестве носителя катализаторов рекомендованы рядовые мартеновский Кузнецкого металлургического комбината (КМК) и конвертерный (ОАО «ЗСМК») шлаки, активированные выщелачиванием водным раствором щавелевой кислоты и промотированные в количестве 6 – 12 % (массовые доли) оксидами металлов (Co_3O_4 , CuCo_2O_4 , CuCr_2O_4). Размер гранул катализаторов для стационарного слоя 3 – 5 мм; механическая прочность 30 кг/частицу; насыпная плотность 1,7 – 1,9 г/см³. Принципиальная технологическая схема установки высокотемпературной каталитической очистки отходящих газов воздушников цеха переработки каменноугольной смолы представлена на рисунке 1. Установка включает в себя следующие оборудование: каталитический реактор с топочным устройством и встроенным рекуператором, экономайзер, два дымососа, два венти-

лятора, огнепреградитель, газоходы, трубопроводы, арматуру, систему КИ-ПиА, электрооборудование, дымовую трубу.



1 – каталитический реактор; 2 – циклонная топка; 3 – экономайзер;
4 – дымосос; 5 – вентилятор; 6 – дымовая труба

Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема высокотемпературной каталитической очистки отходящих газов воздушников СПЦ

Контактные газы, собранные в коллекторную систему с температурой 70 – 90 °С, по обогреваемому трубопроводу (температура на стенках трубопровода должна быть не менее 150 °С) поступают с помощью вентилятора в термокаталитический реактор, снабженный топочным устройством, где органические вещества подвергаются глубокому каталитическому окислению в слое катализатора. При окислении температура газов в реакторе поддерживается 500 – 550 °С, при дополнительной подаче воздуха. В качестве источника для нагрева очищаемого газа используется коксовый газ, поступающий в циклонную топку, температура в которой 700 °С.

После термокаталитического реактора и охлаждения во встроенном рекуператоре очищенные контактные газы с температурой 380 °С по трубопроводу поступают в экономайзер, где отдают тепло технической воде и охлаждаются до температуры 200 °С. Из экономайзера очищенные газы удаляются при температуре 90 °С дымососам и выбрасываются через дымовую трубу в атмосферу. Предусмотрен подсос воздуха до дымососа. Подача воздуха на горение топливного газа осуществляется дутьевым вентилятором. Также в случае повышения температуры на выходе из контактного аппарата

предусмотрен дополнительный подсос воздуха до экономайзера.

Термокаталитический реактор НПО «Энергосталь» содержит размещенную по его оси центральную трубу, в нижней части которой находится циклонная топка, снабженная патрубком для входа газов. Средняя часть центральной трубы через отверстия сообщается с межтрубным пространством теплообменника и имеет регулирующее устройство.

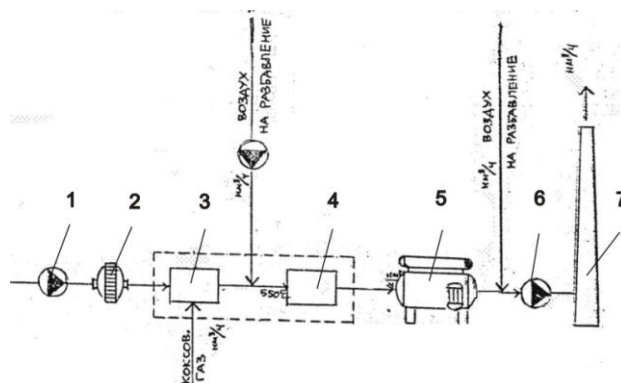
Корзины с катализатором могут подвергаться воздействию температур до 600 °С, поэтому они выполняются из жаростойкой нержавеющей стали. Корпус аппарата и печи, трубопровод от печи до контактного аппарата футерован огнеупорным кирпичом.

Объемная скорость процесса очистки газа рекомендуется 3 тыс.ч⁻¹, объем загрузки медно-кобальтового шлакового катализатора 1 м³. Гидравлическое сопротивление слоя катализатора высотой 150 мм при 20 °С составляет 461 Па, при 500 – 550 °С 1,13 кПа (при линейной скорости 0,54 м/с).

Отработанный воздух установок окисления пека, а также парогазовые выбросы хранилищ и сборников пека и выбросы, выделяющиеся при погрузке жидкого пека в цистерны, содержат высокоопасные полициклические углеводороды, в том числе и канцерогенные вещества. Выбросы бенз(а)пирена при производстве пека составляют до 65 % от общей массы выбросов БП СПЦ.

Таким образом, снижение выбросов пекового парка, решение экологических проблем (использование коллекторных систем для сбора и утилизации воздушных выбросов с технологических стадий и узла погрузки жидкою пека), очистка газообразных выбросов, также является актуальной задачей.

Технологическая схема установки высокотемпературной каталитической очистки отходящих газов производства электродного пека представлена на рисунке 2.



1 – вентилятор; 2 – огнепреградитель; 3 – циклонная топка; 4 – контактный аппарат; 5 – экономайзер; 6 – дымосос; 7 – дымовая труба

Рисунок 2 – Технологическая схема установки высокотемпературной каталитической очистки выбросов производства электродного пека

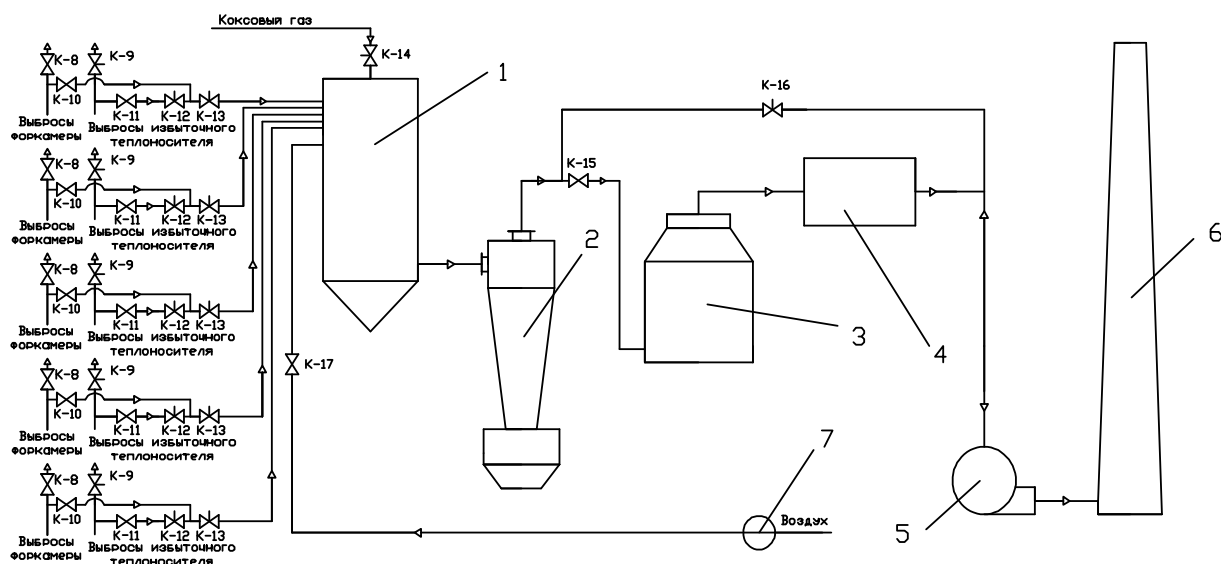
Выбросы пекового парка и окислительной установки объединяются в один коллектор. И через огнепреградитель поступают в циклонную топку. В циклонной топке происходит нагрев и частичное сжигание органических веществ. Топка должна обеспечивать нагрев очищаемых газов на выходе из печи до 700 °С с целью поддержания температуры в слое катализатора 500 – 550 °С. Далее газы поступают в контактный аппарат, где происходит глубокое окисление органических веществ. Реактор представляет собой цилиндрический вертикальный аппарат. Внутри контактного аппарата на опорной плите подвешена корзина с катализатором. С целью повышения производительности реактора, с целью эффективности очистки газа, сокращения простоя при замене катализатора и снижения расхода катализатора корзина выполнена из вертикально установленных колосников, скрепленных кольцами из перфорированных трубок. Корзина жестко скреплена с фиксирующим затвором, выполненным в виде цилиндрического стакана. Поступающие в кольцевой зазор между корпусом и корзиной газы проходят в радиальном направлении слой катализатора к центру и оттуда выбрасываются в газопровод.

Во время работы происходит уплотнение катализатора и самопроизвольное заполнение освобождающегося пространства за счет дополнительного слоя катализатора. При этом устраняется вероятность проскока неочищенных газов. Аппаратурный расчет каталитического реактора сводится к расчету необходимому объему катализатора для загрузки в реактор. Для стабильного поддержания температуры в контактном аппарате, предусмотрен подсос воздуха перед контактным аппаратом. Очищенные газы с температурой 350 °С поступают в пространство экономайзера. Отдавая своё тепло воде. Охлаждаемые до температуры 140 °С газы при помощи дымососа направляются в дымовую трубу, а затем сбрасываются в атмосферу. Для предотвращения нагрева дымососа устанавливаем подсос воздуха на всасе дымососа.

Особенность технологической схемы очистки выбросов установки сухого тушения кокса заключается в объединении выбросов избыточного газового теплоносителя с выбросами свечи форкамеры всех блоков в один коллектор и глубоким каталитическом окислении горючих газообразных компонентов в стационарном слое. Технологическая схема очистки выбросов УСТК представлена на рисунке 3.

Реактор работает в автотермическом режиме, т.е. без дополнительного подогрева, за счет тепла, выделяющегося при сгорании оксида углерода и водорода, содержащихся в сбросном газе. Когда концентрация этих газов недостаточна (из-за цикличности работы блоков УСТК), в циклонную топку добавляется необходимое количество коксового газа.

Выбросы форкамеры и избыточного теплоносителя первоначально объединяются в отдельности для каждого блока, затем данные потоки поступают в циклонную топку, где происходит частичное сгорание оксида углерода и водорода. После топки газы подаются в циклон для очистки от пыли и поступают в каталитический реактор со стационарным слоем катализатора.



1 – циклонная топка; 2 – циклон; 3 – каталитический реактор;
4 – котел–утилизатор; 5 – дымосос; 6 – дымовая труба; 7 – компрессор;
К-8 – К-17 – регулирующие клапана

Рисунок 3 – Технологическая схема очистки выбросов УСТК в реакторе со стационарным слоем шлакового катализатора

В реакторе происходит каталитическое дожигание горючих газообразных компонентов выбросов при температуре 500 – 550 °С. Очищенные от оксида углерода, углеводородов, в том числе бенз(а)пирена, газы поступают в межтрубное пространство котла-утилизатора где охлаждаются, отдавая тепло воде. Охлажденные до 200 °С газы через дымовую трубу сбрасываются в атмосферу.

Во время циклических остановок в выдаче кокса содержание горючих компонентов в выбросах снижается до нуля. Поэтому для поддержания в реакторе рабочей температуры предусматривается дополнительная подача коксового газа в каталитический реактор через циклонную топку. Дозировка коксового газа осуществляется автоматически с помощью регулирующего клапана (К-14).

Для поддержания гидравлического режима УСТК предусматриваются следующие технические решения. Давление в общем коллекторе поддерживается постоянным за счет регулируемого при помощи регулирующего клапана (К-16) расхода очищаемого газа подаваемого на рециркуляцию и общего расхода выбросов регулируемого регулирующим клапаном (К-15). Давление в коллекторе, объединяющем выбросы форкамеры и избыточного теплоносителя для каждого блока, поддерживается на уровне, не превышающем давление в накопительной камере. Давление избыточного теплоносителя после дымососа регулируется при помощи регулирующего клапана (К-12).

Окисление органических веществ происходит на катализаторе медно-

кобальтовом на рядовом металлургическом шлаке марки РШМК-6, объемная скорость процесса составляет 10 тыс.ч^{-1} , объем загрузки шлакового катализатора 2 м^3 .

Степень очистки от органических веществ во всех предложенных процессах – 97 %. С внедрением предложенной технологии будет в основном решена проблема очистки выбросов коксохимического производства от основных источников полициклических ароматических углеводородов, в том числе от бенз(а)пирена.

УДК 628.3

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД СТАЛЕПРОКАТНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Булис Т.А., Фархутдинова Ю.Г., Павлович Л.Б.

***ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

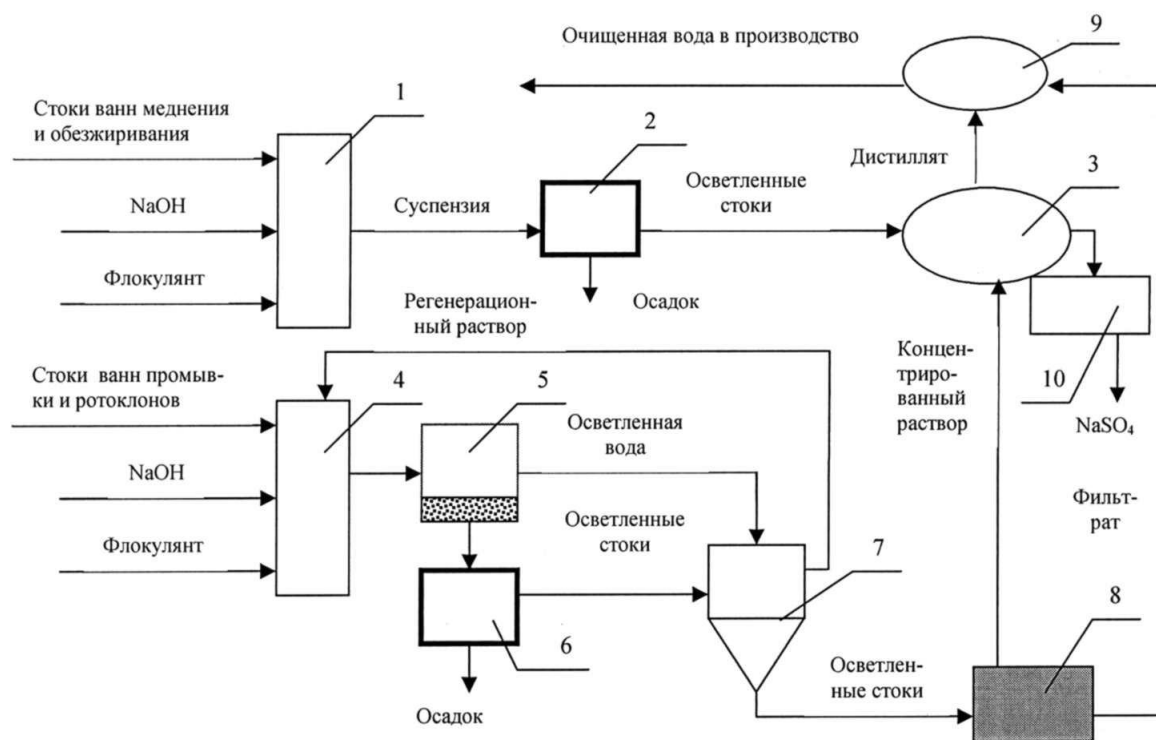
К методам очистки сточных вод гальванических производств, имеющих промышленное значение, можно отнести химические (реагентная обработка), механические (отстаивание), ионообменные, электрохимические. Каждый из указанных методов имеет свои преимущества и определенные недостатки [1]. К недостаткам перечисленных методов относится – не достаточная очистка сточных вод для сбросов в водоемы, дополнительное образование стоков с повышенным солесодержанием, громоздкое оборудование, требующее для размещения больших производственных площадей. В настоящее время все большее распространение получает метод мембранной фильтрации. К преимуществам мембранных технологий относят стабильность, небольшие размеры оборудования, незначительный объем твердых отходов, возможность комбинирования узлов мембранной обработки с уже существующими очистными сооружениями и создания комплексных систем очистки [2].

На ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» для сокращения количества загрязнений в сбросах сточных вод была внедрена технология локальной очистки сточных вод участка меднения проволоки сталепрокатного производства, основанной на комплексной схеме, включающей стадии реагентной обработки, механической очистки, мембранной фильтрации. Особенностью предлагаемой технологии является раздельная очистка концентрированных растворов и промывных стоков [2].

Ранее для обеззараживания стоков сталепрокатного производства применялся лишь метод усреднения и нейтрализации кислотных и щелочных растворов. Отработанные растворы от ванн промывки, обезжиривания, предварительного и повторного меднения поступали в усреднитель кислых от-

работанных растворов. Туда же подавался отработанный щелочной раствор с ванн известкования. После перемешивания кислые и щелочные отработанные растворы из усреднителя перекачивались в шламосборник, где происходила их нейтрализация до значения рН равной 6,5 – 8,5. При соответствующем значении рН нейтрализованные шламовые растворы перекачивались в специально оборудованную автомашину и вывозились на шламохранилище комбината, где усреднялись со стоками от других производств. Осаждение шлама, состоящего в основном из окислов тяжелых металлов, происходило непосредственно в шламохранилище. Средний объем вывозимых шламовых стоков составлял 5,5 м³/час (47,8 тыс. м³/год). Несмотря на небольшой объем стока сталеπροкатного производства по сравнению с общим объемом шламовых вод, поступающих на шламохранилище (менее 1%), из-за высокой концентрации загрязняющих веществ, после усреднения качественные характеристики сточных вод не отвечали нормативным показателям для сброса в водоем по содержанию меди, железу, сульфатам.

В настоящее время по внедренной схеме очистки сточных вод участка меднения проволоки сталеπροкатного производства (рисунок 1) кислые растворы после меднения и стоки ванн обезжиривания поступают в реактор



- 1 – циклонная топка; 2 – циклон; 3 – каталитический реактор;
4 – котел–утилизатор; 5 – дымосос; 6 – дымовая труба; 7 – компрессор;
К-8 – К-17 – регулирующие клапана

Рисунок 3 – Технологическая схема очистки выбросов УСТК в реакторе со стационарным слоем шлакового катализатора

реагентной обработки (1). В качестве реагента используется гидроксид натрия. В реакторе происходит химическая реакция с образованием нерастворимых гидроксидов меди, железа, никеля и др. С целью улучшения осадкообразования в реактор дозируется флокулянт «Праестол», представляющий собой комплекс высокомолекулярных полиакриламидов, обладающих высокой активностью вне зависимости от внешних факторов (высокая концентрация солей, значительное колебание pH). Процесс протекает при постоянном перемешивании.

Из реактора (1) суспензия насосом подается на рамный пресс-фильтр (2) состоящий из чередующихся плит, рам и фильтрующих перегородок между ними. Под действием перепада давления суспензия проходит через фильтровальный материал. Осветленные стоки передаются на установку выпаривания (3).

Сточные воды от ванн промывки и ротоклонов поступают в камеру смешения (4), куда дозируется гидроксид натрия и флокулянт. Камера смешения предназначена для образования крупных, прочных, быстрооседающих хлопьев гидроксидов металлов. Далее сточная вода перетекает в отстойник (5), где происходит удаление основного количества взвешенных и грубодисперсных частиц. Осадок из нижней части отстойника (5) поступает на фильтр пресс (6), аналогичный позиции (2), с целью обезвоживания. Поток осветленной воды после отстойника (5) подается на механический фильтр с двухслойной зернистой загрузкой (7) для удаления мелкодисперсных и коллоидных частиц. Для промывки фильтрующей загрузки предусмотрена противоточная регенерация. Регенерационные растворы направляются в начало процесса очистки стоков, в камеру смешения (4). Фильтрат после механических фильтров поступает на узел обратноосмотического мембранного обессоливания (8). Сущность метода очистки обратным осмосом заключается в продавливании загрязненных сточных вод через полупроницаемую мембрану. В процессе разделения получается чистый фильтрат и концентрированный раствор, обогащенный солями. Фильтрат направляется в емкость очищенных сточных вод (9), а концентрированный раствор совместно с осветленными стоками пресс-фильтра (2) поступают на установку выпаривания. Установка включает: испаритель, состоящий из двух испарительных ступеней, и пленочный испаритель-кристаллизатор. Дистиллят отводится в емкость очищенных сточных вод (9). Для сгущения образовавшейся соли предусмотрен гидроциклон (10).

Показатели качества полученной очищенной воды удовлетворяют требованиям ПДК водоемов рыбохозяйственного назначения [3], а также нормам, установленным ГОСТ 9,314-90 «Вода для гальванического производства и схемы промывок. Общие требования» (таблица 1). Экономически выгодно использование полученной воды в производстве и на подпитку оборотного цикла, что сокращает использование технической воды.

В процессе очистки сточных вод образуются два вида сухих осадков. После пресс-фильтров получается нетоксичный нерастворимый осадок, в со-

став которого входят металлы, мг/дм³: медь – 6,25, железо – 9,4, хром – 0,004, никель – 0,14 и др., содержание гидратной влаги составляет не более 80 %. Осадок после установки выпаривания представляет собой сульфат-натриевую соль, массовая доля сульфат натрия (в пересчете на сухой продукт) 96,0 – 97,0 %. Химический состав и физико-химические свойства осадков, предполагают их использование, по завершению экспериментальных работ и созданию технической документации, в качестве присадок к строительным материалам.

Таблица 1 – Характеристика качества сточных вод до и после очистки

Показатели	ПДК рыбохозяйственного водоема	Норма по ГОСТ 9.314-90	Стоки с ванн меднения и обезжиривания	Стоки с ванн промывки и ротоклонов	Очищенная вода
	Содержание, мг/дм ³				
Хлориды	300,0	35,0	4429,0	20,41	2,0
Сульфаты	100,0	50,0	1352,6	519,9	<10,0
Железо общее	0,1	0,10	1818,0	39,3	0,086
Медь	0,001	0,30	62,7	0,07	0,001
Хром шестивалентный	0,02	0,50	1,12	<0,001	<0,001
Никель	0,01	1,0	3,3	1,1	<0,005

Таким образом, применение комбинированной очистки загрязненных сточных вод, включающей реагентную обработку, фильтрацию, выпаривание, мембранные технологии позволило создать замкнутую бессточную систему водоснабжения в рамках одного производства крупного металлургического предприятия.

Библиографический список

1. Бучило Э. Очистка сточных вод травильных и гальванических отделений. Пер. с польского. М., «Металлургия», 1974. – 200 с.
2. Поворов А.А., Павлова В.Ф., Шиненкова Н.А. и др. Замкнутый водооборот и регенерация рабочих растворов в гальваническом производстве // Экология производства. 2009. № 4. С. 62 – 64.
3. Перечень рыбохозяйственных нормативов: предельно допустимых концентраций и ориентировочно безопасных уровней воздействия вредных веществ для воды водных объектов, имеющих рыбохозяйственное значение. – М.: Изд-во ВНИРО, 1999. – 304 с.

УТИЛИЗАЦИЯ ОСТЕКЛОВАННЫХ МИКРОСФЕР ИЗ ЗОЛОТВАЛОВ ТЭЦ И ГРЭС

Драничников Н.А., Зырянов И.А.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Актуальность решения проблемы по борьбе с загрязнением окружающей среды промышленными выбросами и отходами в настоящее время не вызывает сомнений. К предприятиям, загрязняющим среду, относятся ГРЭС и ТЭЦ. В частности они, кроме выбросов дымовых газов в атмосферу, загрязняют окружающую среду отходами в виде золы. Вокруг давно действующих ГРЭС и ТЭЦ существуют гигантские территории, занятые старыми, заброшенными и новыми действующими золоотвалами. Эти золы разносятся ветрами, загрязняя поверхность земли и открытые водоемы и реки на большом расстоянии. Между тем зола является хорошим сырьем для производства строительных материалов, в частности для изготовления шлакоблоков. В состав зол ГРЭС и ТЭЦ входит такая ценная составляющая, как микросферы, которые представляют собой остеклованные шарики диаметром от 0,2 до 500 мкм. Они в основном состоят из оксидов кремния и алюминия. Эти микросферы являются хорошим алюмосиликатным сырьем для производства алюмосиликатных огнеупоров и цемента. Причем цемента высококачественного – вплоть до марки «1400». Выяснилось также, что они могут быть использованы для производства лакокрасочных изделий и взрывчатых веществ.

К сожалению, сами ГРЭС и ТЭЦ в настоящее время не занимаются широко утилизацией своей золы. Хотя есть данные о том, что они могли бы производить собственные огнеупоры для ремонта своих котлов и на продажу. При этом экономия бюджета ГРЭС или ТЭЦ на закупке огнеупоров может достигать 20 – 30 %. В России в настоящее время проблемой улучшения экологической ситуации путем переработки золы ГРЭС и ТЭЦ заинтересовались предприятия малого и среднего бизнеса.

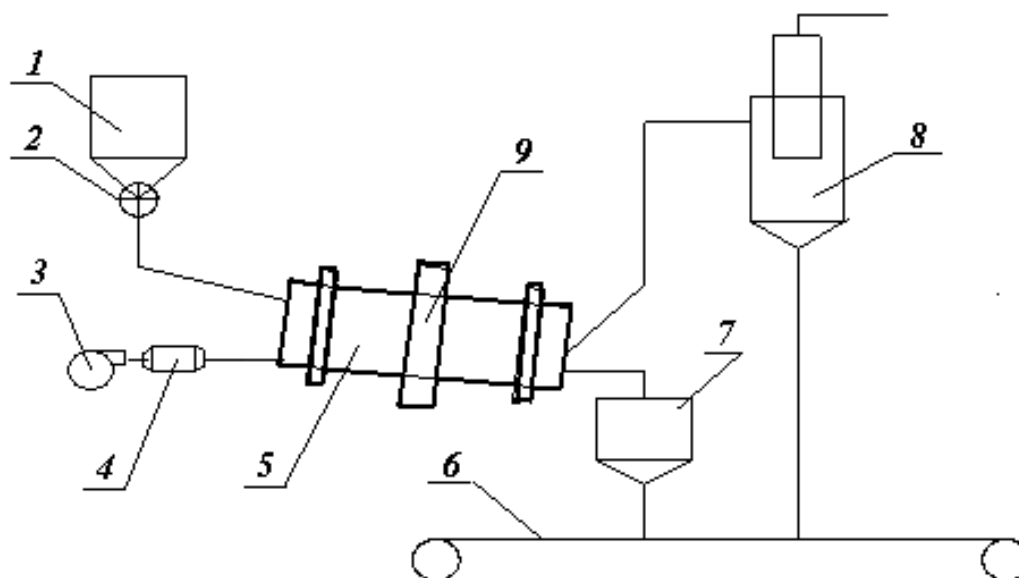
Целью данной исследовательской работы являлась проработка информации по утилизации микросфер золы ГРЭС и ТЭЦ и проектная разработка новой установки для сушки алюмосиликатных зольных микросфер. В результате выполнения обзора литературы и патентной проработки была выявлена и проанализирована информация по методике сбора микросфер на золоотвалах ГРЭС и ТЭЦ и по подготовке собранных микросфер для коммерческой реализации как в зарубежной, так и в отечественной практике.

На основании полученной информации была выбрана методика, включающая гидросепарацию микросфер в золоотвальном водоеме, сбор алюмосиликатных микросфер с помощью плавучих понтонных насосов с предва-

рительным обезвоживанием пульпы в пористых контейнерах, с дальнейшей сушкой микросфер в сушильном барабане, где в качестве греющего теплоносителя применяется горячее воздушное дутье.

Размеры и, соответственно, производительность комплекса сбора и сушки микросфер были выбраны такими, чтобы обеспечить хорошую мобильность такого комплекса с помощью автомобильных прицепов и платформ. При этом предусматривается независимость электрических установок комплекса от местных линий электропередач, которые в реальных условиях в местах, где необходимо собирать микросферы, отсутствуют. Для этого предложено при отсутствии линии электроснабжения использовать мобильную электростанцию необходимой и достаточной мощности, работающую на дизельном топливе. Имеется принципиальная возможность применения такого комплекса и в зимнее время с сооружением обогреваемого укрытия над площадью понтонного поддона, с соответствующей теплоизоляцией отводящего трубопровода пульпы и обеспечением обогрева во всей технологической цепи до сушильного барабана.

Был выполнен теплотехнический расчет сушильного барабана. Разработана общая компоновка размещения установки с сушильным барабаном на специальной автомобильной платформе. Общая схема мобильной установки для сушки зольных микросфер представлена на рисунке 1.



1 – бункер; 2 – питатель; 3 – вентилятор; 4 – электронагреватель с кварцевыми трубами; 5 – сушильный барабан; 6 – транспортер; 7 – бункер готового сырья; 8 – циклон; 9 – зубчатая передача привода вращения сушильного барабана

Рисунок 1 – Общая схема установки для сушки зольных микросфер

РЕОРГАНИЗАЦИЯ ОБУЧЕНИЯ И РАЗВИТИЯ ПЕРСОНАЛА ПРЕДПРИЯТИЙ

ПЕТРОВ Е.В., ЛЕВКИНА О.М., МУРАТОВ В.М.

***НОУ «Региональный центр подготовки персонала «Евраз-Сибирь»
г. Новокузнецк***

Интересы собственников любой организации сводятся к получению высокой, долговременной прибыли, безопасности и увеличению стоимости бизнеса. Менеджмент организации, удовлетворяя эти интересы, должен определять эффективные стратегические, тактические и текущие цели и добиваться их достижения при рациональном использовании всех доступных ресурсов внутренней и внешней среды, а также возможностей системы управления. Для достижения успеха нужны не только инновационные производственные, коммерческие и информационные технологии, но и новые технологии менеджмента. В последнем десятилетии такие технологии появились в различных областях управления организациями: стратегической, финансовой, коммерческой, бюджетной, в управлении работниками, в том числе в обучении и развитии персонала. К числу новых управленческих технологий относится аутсорсинг. Аутсорсинг – продукт современных тенденций развития мировой экономики, противоположный тенденциям монополизации. В широком понимании в современном менеджменте аутсорсинг воспринимают как выполнение отдельных функций или бизнес-процессов внешней организацией на основе долгосрочного соглашения. Методология аутсорсинга состоит в структуризации всех бизнес-процессов, сохранении тех, которые составляют ключевые компетенции организации и формируют высокую прибыль, т.е. являются центрами прибыли. Все остальные бизнес-процессы могут быть выведены из организации и переданы аутсорсерам. Причем это может касаться не только вспомогательной (затратной), но и основной деятельности организации, например, при утрате конкурентоспособности отдельными товарными линиями.

Многие российские промышленные компании, стремясь к достижению необходимого уровня производительности, используют приемлемые новые концепции, технологии и инструменты менеджмента, отказываются от практики полного цикла производства и переходят на аутсорсинг. За счет этого повышается оперативность реакций бизнеса на изменения внешней среды, улучшаются экономические показатели производственных площадок, повышается ликвидность и стоимость бизнеса. В 2007г. большая часть вспомогательных бизнес-процессов предприятий «ЕвразХолдинг» была выведена на аутсорсинг, в том числе корпоративное обучение персонала. Для обеспечения потребностей в обучении персонала, имеющего отношение к металлургическим производствам ЕвразХолдинга в Сибири, в режиме аутсорсинга

было создано Негосударственное образовательное учреждение «Региональный центр подготовки персонала «Евраз-Сибирь» (РЦПП).

Задачи РЦПП при взаимодействии с предприятиями ЕвразХолдинга на договорной основе:

1 Ведение учета (базы данных) по обучению персонала.

2 Участие в разработке требований профстандарта и дополнительных компетенций со службами предприятий.

3 Обучение персонала по технологии, включающей в себя: входное, выходное тестирование, анкетирование, разработку и адаптацию к потребностям производств обучающих программ, организацию и сопровождение обучения, контроль качества обучения.

4 Аттестация персонала по охране труда, промышленной безопасности и экологии.

5 Организация подготовки выпускников ВПО, СПО, НПО по заявленным предприятиями профессиям и специальностям по схеме: формирование заказа, согласование программ обучения, подбор претендентов, организация практики, оценка профессионально важных качеств выпускника по итогам практики, рекомендации по отбору перспективных выпускников для трудоустройства.

6 Участие в работе по подготовке кадрового резерва.

7 Осуществление взаимодействия с учебными кабинетами и участками на промышленных предприятиях.

8 Развитие корпоративной этики и культуры.

9 Разработка и хранение документации об обученности персонала, предоставление сведений для контролирующих и проверяющих организаций.

Основные услуги и продукция НОУ «РЦПП «Евраз-Сибирь»:

1 Обучение, переобучение и повышение квалификации персонала по различным курсам, программам и специальностям (более 1000 лицензированных программ обучения).

2 Оценка делового, интеллектуального и психофизиологического потенциала работников.

3 Консалтинг организации и методологии обучения персонала.

4 Услуги учреждениям начального, среднего и высшего профессионального образования в организации учебного процесса, адаптированного к потребностям предприятий, практики студентов и стажировки преподавателей.

5 Типографские и полиграфические услуги.

6 Обучение и мероприятия по направлениям: здоровый образ жизни, выживание в экстремальных ситуациях, домоводство.

Состав задач и услуг, предоставляемых РЦПП, непрерывно и динамично расширяется. Осваиваются новые функции: аудит, мониторинг трудовых ресурсов, маркетинговые исследования потребностей организаций в расширении профессиональных, социальных и личностных компетенций ра-

ботников; кадровый консалтинг; рекрутинг; комплексное профессиональное опережающее обучение; использование педагогических и дидактических инноваций, принципов логистики в перемещении персонала. Большое внимание в настоящее время уделяется повышению результативности, экономической и социальной эффективности обучения. Основной путь к решению этой проблемы лежит в вовлеченности персонала в совершенствование и развитие бизнеса предприятий и холдинга.

В последние 2 – 3 года зримо изменяются как производительные силы, так и производственные отношения. Быстро изменяющаяся конъюнктура производства, кризисные процессы, вывод на аутсорсинг предприятий различного профиля создали ряд проблем в корпоративном обучении. Потребовалась более оперативная, чем прежде, реакция РЦПП на более широкий спектр запросов и ожиданий потребителей образовательных услуг. Это отразилось на принципах, содержании и организации обучения персонала. По-прежнему востребованным остается обучение по программам, предусмотренным Российским Законодательством. Сохраняется обучение по системе менеджмента качества. Значительно сократилось обучение по программам повышения квалификации руководителей и специалистов. Сокращено развивающее обучение, обучение управленческого резерва и адаптация молодых специалистов. Потребовалось оперативное изменение содержания многих освоенных учебных программ, а также оперативная разработка и освоение новых учебных курсов из-за реинжиниринга бизнес-процессов и управленческих структур, введения новых нормативных документов.

В кризисный период возросла значимость коммуникаций и взаимоотношений на производстве, роль стимулирования и мотивации персонала, поэтому в обязательные программы обучения бригадиров, мастеров, руководителей добавлены блоки делового общения, конфликтологии, управления персоналом, психологии безопасности труда.

В соответствии с требованиями Природоохранного законодательства специалистами РЦПП разработаны и освоены новые учебные курсы: «Интегрированная система менеджмента качества, охраны окружающей среды, профессионального здоровья и безопасности», «Система менеджмента профессионального здоровья и безопасности» и «Производственный контроль соблюдения требований санитарного и природоохранного законодательства».

РЦПП развивает новации во взаимодействиях с организациями – потребителями образовательных услуг. Примером синергии производства и обучения является разработка и освоение нового курса «Энергосбережение» для организаций ЕвразХолдинга. Преподавателями и методистами РЦПП совместно со специалистами ЗСМК при поддержке руководства буквально за неделю удалось подготовить данный курс и организовать обучение персонала эффективному энергосбережению.

РЦПП активно разрабатывает многие другие учебные курсы, привлекая лучших преподавателей и специалистов сторонних организаций. Имея в

активе в момент создания 517 лицензии (2007г.), к концу текущего года количество лицензированных программ превысит тысячу.

Сложнее, чем раньше, стали решаться вопросы освобождения персонала от работы на очное обучение. Поэтому РЦПП расширяет возможности дистанционного обучения. Дистанционное обучение в контексте нынешней непростой экономической ситуации выглядит как хорошее решение проблемы повышения квалификации кадров с привлечением минимальных средств. Доля работников Евраз-Холдинга, обученных дистанционной формой, ежегодно возрастает.

Большая проблема – снижение стоимости обучения. Системно прорабатываются и реализуются разные подходы к решению этой проблемы. На хорошем уровне освоен самый простой – увеличение численности слушателей в группах теоретического обучения с сохранением и даже повышением качества за счет более широкого использования технических средств обучения.

РЦПП расширяет сотрудничество с организациями, нуждающимися в обучении персонала по всем лицензированным курсам. С учетом опыта, полученного при обучении персонала предприятий, управляемых Евраз-Холдингом и внедривших системы менеджмента качества, предлагаем организациям региона весь комплекс образовательных услуг по подготовке персонала и консалтингу в области менеджмента качества, охраны окружающей среды, профессионального здоровья и безопасности. Возможна совместная подготовка актуальных учебных программ и организация обучения, в том числе выездного.

РЦПП расширяет взаимодействие с Департаментом труда Кемеровской области, с Центром занятости населения г. Новокузнецка, с организациями НПО, СПО, ВПО. Проводится обучение безработных граждан на востребованные специальности с последующим трудоустройством. Совместно с Департаментом труда Кемеровской области, центром занятости г. Новокузнецка, управляющей компанией «Евраз-Холдинг» РЦПП стоял у истоков развития опережающего обучения. Это – важная Государственная задача. Проблема в том, что люди не идут на рабочие профессии. Если тех юристов и экономистов, которых сейчас в избытке обучить на сварщиков, слесарей, электриков, то через месяц они будут трудоустроены. Однако в России обозначилась тенденция неприятия рабочей профессии со стороны молодежи и работы в металлургической отрасли.

Данная тенденция проявилась на предприятиях «Евраз-Холдинга». Заглядывая на несколько лет в будущее, можно предвидеть трудности с кадровым обеспечением предприятий. Уже сегодня не набираются группы в базовые образовательные учреждения по специальностям электромонтер, машинист крана, по металлургическим профессиям. Через несколько лет предприятия почувствуют кадровый голод. Поэтому РЦПП расширяет рамки социального партнерства с образовательными учреждениями. Начиная со второго курса, учащиеся некоторых специальностей проходят практику в учебном

цехе РЦПП, имеющем современное производственное оборудование. За период практики учащиеся получают дополнительные смежные профессии. По окончании практики оцениваются профессионально-важные качества каждого выпускника, определяется рейтинг успешности и рассматриваются условия трудоустройства на предприятия «Евраз-Холдинг». Расширяются рамки взаимодействия с выпускниками профессиональных образовательных учреждений. Предприятия разработали схему стажировки выпускников базовых учебных заведений, ввели штатные места, установили фонд заработной платы, утвердили средства на обучение. Однако стажировки пока мало востребованы: в 2009 г. на ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» из 200 явились 50 человек, на ОАО «Новокузнецкий металлургический завод» из 56 явились 50 человек. Основные мотивы отказа: тяжелые условия труда и малый заработок, низкая престижность профессии металлурга. Качество подготовки выпускников базовых образовательных учреждений довольно высокое, они востребованы на рынке труда г. Новокузнецка. Проблема проявилась, разрабатываются пути ее решения.

Из всего сказанного следует, что в корпоративном обучении персонала возникло много новых проблем, которые решаются РЦПП с целью сохранения кадрового потенциала предприятий холдинга и города. Важно вовремя определить новые тенденции и принять необходимые меры к использованию положительных и блокированию отрицательных явлений. Следует отметить, что глобализация в экономической и социальной сферах потребует изменения стратегических и тактических целей, оперативных новационных решений и принципов управления, в том числе управления персоналом, адаптированного к видению собственников и топ-менеджмента. С учетом зреющих изменений РЦПП прорабатывает новые модели обучения и развития персонала предприятий.

УДК 658.3

УПРАВЛЕНИЕ КАДРОВЫМ ПОТЕНЦИАЛОМ ОРГАНИЗАЦИИ ЧЕРЕЗ РАЗВИТИЕ СИСТЕМЫ ВНУТРЕННЕГО РЕКРУТИНГА

Новиков А.С., Фокин К.Б.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Сложная ситуация на рынках металлопродукции, обусловленная экономическим кризисом обострила необходимость более эффективного использования имеющихся ресурсов. На многих предприятиях горно-металлургического комплекса в 2008 – 2010 гг. реализуются программы по снижению издержек, оптимизации бизнес-процессов, в результате чего зачастую происходит высвобождение персонала. В сложившихся условиях ограниченного количества персонала HR службы предприятий вынуждены ак-

тивизировать работу по всем направлениям, включая повышение эффективности внутриорганизационного движения кадров. То есть фокус процессов подбора, отбора и рекрутинга смещается от внешнего рынка труда к внутреннему, что, в конечном итоге, позволяет формировать кадровый резерв по всем категориям персонала и усиливать человеческий потенциал организации.

Анализ теории и практики процесса внутреннего рекрутинга выявил отсутствие подробного описания технологии и механизма реализации инструментария рассматриваемого процесса в условиях конкретного предприятия. Вопросы автоматизации данного процесса рассмотрены также недостаточно, так как процесс рекрутинга во многих компаниях является прерогативой внешних рекрутинговых агентств, которые не стремятся раскрывать секреты своего бизнеса. В рамках исследования использования аналогичных систем внутреннего рекрутинга с расширенной IT-поддержкой на предприятиях горно-металлургического профиля были проанализированы внешние сайты более 100 предприятий различного направления деятельности, относящиеся к данной отрасли. Как правило, подобные системы не используются (исключение УК «Объединенная металлургическая компания» и УК «СеверСталь», где на сайтах предлагается заполнить анкету для внешних кандидатов).

В ОАО «ЗСМК» работа с персоналом ведется на системной основе, а при подборе персонала на нерядовые позиции HR служба традиционно рассматривала, прежде всего, внутренних кандидатов. Ярким примером этого являются действующие процессы должностного и разрядного повышения, а также система управления кадровым резервом руководителей комбината. Это позволяет непрерывно улучшать и поддерживать квалификационно-качественный состав кадров на необходимом уровне. Однако, в настоящее время процессы внутреннего рекрутинга в совокупности с использованием внешней базы данных недостаточно автоматизированы, что делает актуальными предложения по совершенствованию данного направления работы с персоналом.

Оценка эффективности функции подбора персонала позволила выделить следующие основные ресурсы: собственная база кандидатов, имидж стабильного предприятия, профессиональные навыки сотрудников бюро подбора. Основным инструментом функции подбора является информирование через взаимодействие с базовыми образовательными учреждениями, Центром занятости населения, кадровыми агентствами и информационными ресурсами, а также размещение информационных сообщений в СМИ. При оценке автоматизации этих процессов была сформирована концепция информационной системы, позволяющей расширить используемые ресурсы (рисунок 1).

Перед информационной системой как одним из инструментов подбора персонала ставятся следующие задачи.

Расширение базы соискателей. Сформировать базу соискателей как из

внешних кандидатов, так и из сотрудников, желающих сменить место работы внутри предприятия.

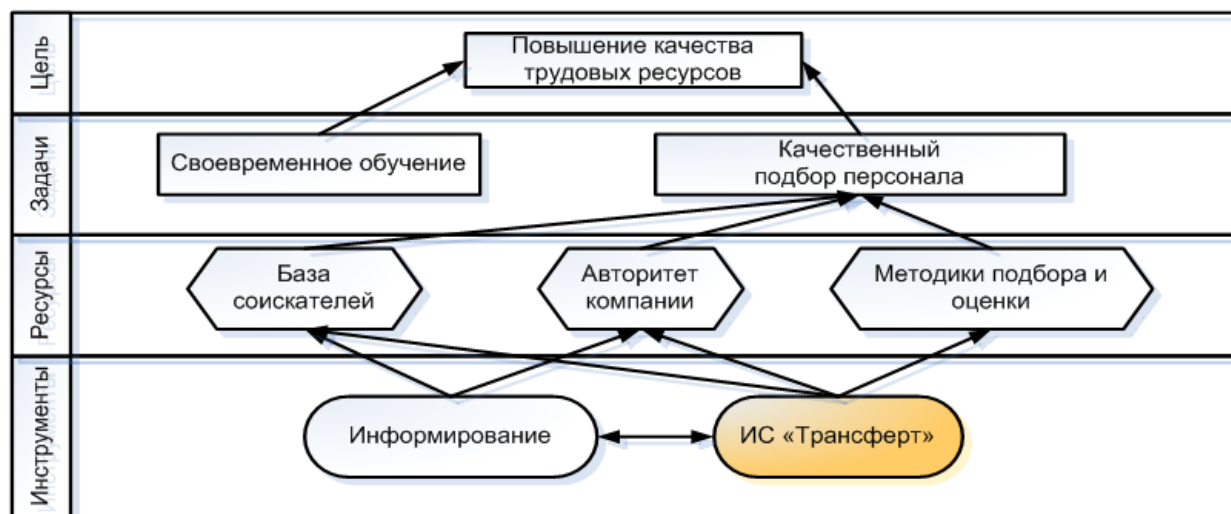


Рисунок 1 – Управление квалификацией трудовых ресурсов

Укрепление имиджа компании как предприятия, постоянно развивающего свой персонал и привлекающего лучших специалистов.

Развитие и использование внутреннего потенциала. Многие работники предприятия продолжают свое развитие обучением в высших учебных заведениях. Постоянный мониторинг их намерений позволит планировать развитие карьеры.

Сохранение и повышение лояльности персонала. Предоставление возможности перехода к профильной работе значительно повышает лояльность.

Для контроля и учета намерений сотрудников комбината, а также соискателей вакансий необходимо создать информационную систему регистрации намерений и автоматизировано формируемый отчет по ключевым признакам. Предполагается, что Модули регистрации информационной системы будут расположены на внутренних и внешних порталах ЗСМК и НКМК. Сейчас Интернет дома уже не является каким-то излишеством и внешние размещение модулей никак не повлияет на доступность системы. Наличие возможности работы с «системой» из вне обусловлено отсутствием персональных компьютеров с сетевым доступом у значительного количества рабочих комбината. При этом, не смотря на то, что основным направлением предлагаемой системы будет являться внутренний поиск кандидатов, возможность параллельного использования внешних кандидатов лишь гармонично дополняет предлагаемую разработку.

Использование табельных номеров упростит процедуру регистрации для бывших и настоящих работников предприятия и поможет привязать их к имеющимся базам данных. Закладки *Отрасль*, *Направление* и *Профессия* являются выпадающими меню и формируют четкое понимание намерения

кандидата. Поиск намерений осуществляется также фиксированными меню и меню мультिवыбора, что позволяет рассматривать смежные профессии. Также существует возможность прикрепить к регистрации файл с резюме, что позволит сообщить дополнительную информацию кандидату.

Результаты поиска сводятся в динамическую таблицу с возможностью экспортирования данных в Excel. К критериям кандидатов (таблица 1) привязываются ссылки в действующие базы данных (БД) предприятия. Для удобства работы с информацией данные разделены на три основные категории: работники ЗСМК (активный табельный номер), сторонние кандидаты (табельный номер не активен) и устаревшие намерения (срок регистрации более 6 месяцев).

Таблица 1 – Основные критерии кандидатов

Критерий	Способ формирования
Таб.№	вводится соискателем при регистрации*
ФИО	подкачивается по табельному или вводится соискателем
Возраст	актуализируется от даты рождения
Стаж	БД ЗСМК
Цех	актуальное подразделение работника (БД ЗСМК)
Должность	актуальная должность работника (БД ЗСМК)
Намерение	вводится соискателем
Уровень	желаемая должность соискателя
Образование	вводится соискателем при регистрации (ссылка на специальность)
Ст.увольнения	подкачивается из БД ЗСМК
Резюме	ссылка на загружаемый соискателем файл MS Word
Обученность	обучение по профессии (подкачивается из БД ЗСМК)
Контакт	контактный телефон (вводится соискателем)
Дата	дата регистрации намерения (присваивается автоматически)
* – при регистрации намерения первым запросом является ввод табельного номера. Если у соискателя есть табельный номер, то при вводе осуществляется подкачка данных. Если соискатель не являлся работником комбината, то проводится экспресс регистрация.	

Результатом регистрации намерения является учетная запись, хранящаяся один год со дня регистрации. При повторной регистрации на один табельный номер запись, созданная ранее удаляется. При экспресс регистрации повторение кандидата распознается совпадением Ф.И.О. и даты рождения. Намерение кандидата определяется выпадающими меню (*Отрасль, Направление*) и мультिवыбором (*Профессия, Уровень*). Примеры структур *Отрасль/Направление/Профессия* и *уровень* позиции представлены в таблицах 2, 3. Образование вводится выпадающим меню (Аттестат, НПО, СПО, ВУЗ, уч.степень) и окнами ручного ввода (учебное заведение и специальность).

Контактная информация вводится через окно ручного ввода формой регистрации телефона (+7(XXX)XXX-XX-XX)

Таблица 2 – Структура выбора намерений отрасль/направление/профессия

Отрасль	Направление	Профессия*
Производство	Коксохимическое	Машинист вагоноопрокидывателя ...
	Доменное	Оператор(машинист) Газовщик Горновой ...
	Сталеплавильное	Машинист дистрибутора ...
	Прокатное	Вальцовщик ...
	...	...
Сервис	Энергетика	Аппаратчик воздухоразделения ...
	Сопровождение	Инструментальщик ...
	Транспорт	Помощник машиниста тепловоза ...
	...	...
Менеджмент	Персонал	Нормирования труда ...
	Снабжение	Оборудование технологическое ...
	Проектирование	Сметная работа ...
	...	...
Прочее	Уникальные	Водолаз ...
* Для ОАО «ЗСМК» система предлагает более 120 профессий и направлений профессиональной деятельности		

Таблица 3 – Структура выбора намерений уровня позиции

Направление выбора	Уровень позиции			
Рабочий	Разряд 3	Разряд 4	Разряд 5	Разряд 6
Специалист	Категория III	Категория II	Категория I	Ведущий
Руководитель	Бригадир	Мастер	Ст. мастер	Нач. смены
Руководитель ИТР	Нач. бюро	Нач. отдела	Гл. специалист	Нач. цеха

В процессе формирования поискового отчета специалистом службы подбора учетным записям присваивается цветовой гриф: «зеленый» (если табельный номер активен), «красный» (табельный номер не является активным или отсутствует) и «серый» (присваивается по истечению 6 месяцев со дня регистрации записи). Область намерения определяется выпадающими меню (отрасль, направления), а квалификация (профессия, уровень) и образование (Аттестат, НПО, СПО, ВУЗ, уч. степень) отмечаются мультивыбором. При экспортировании данных для удобства настройки фильтров, гриф указывается числовой маркировкой в дополнительном столбце.

Общий алгоритм предлагаемой системы представлен на рисунке 2.

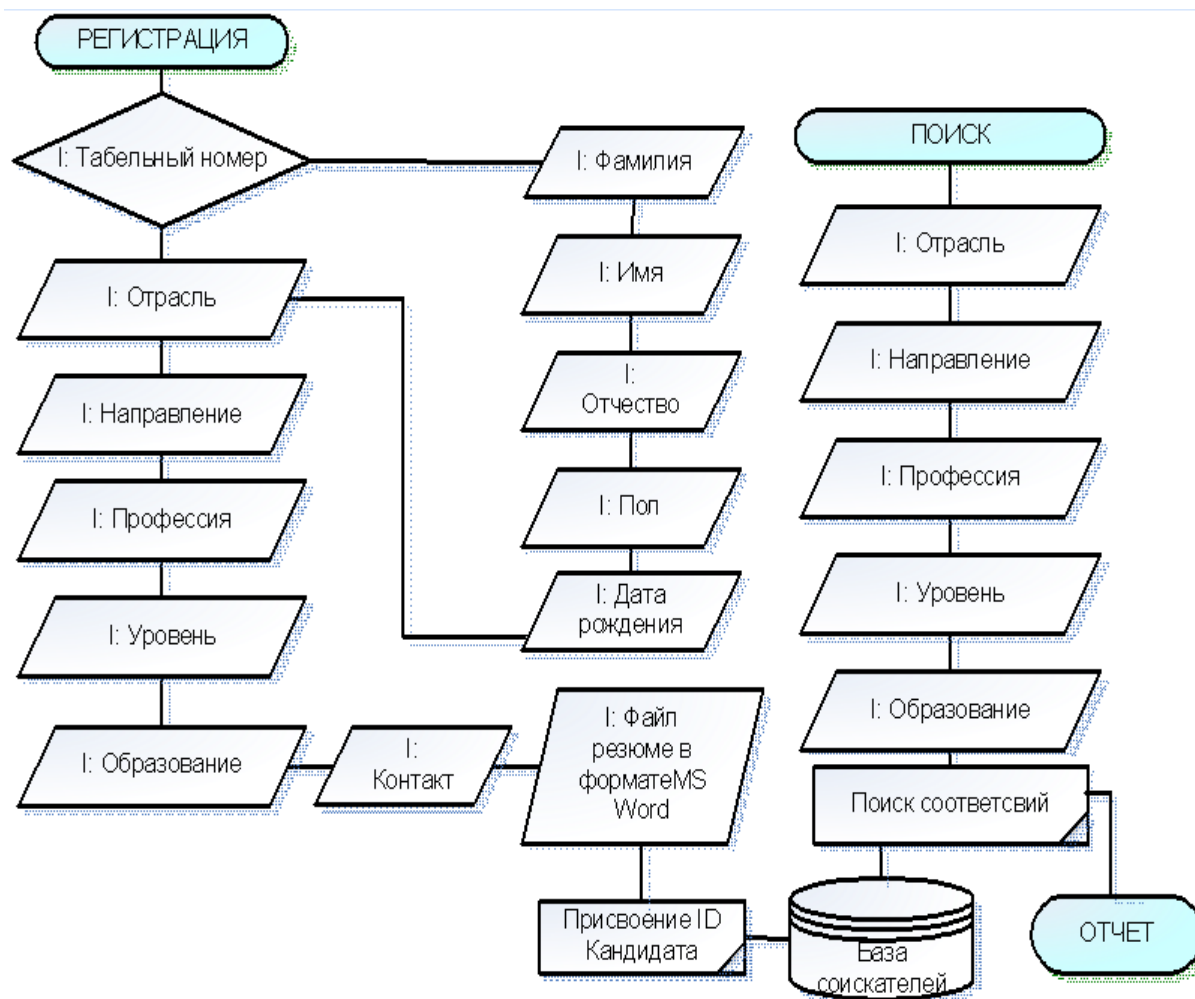


Рисунок 2 – Алгоритм информационной системы внутреннего и внешнего рекрутинга

Необходимо отметить, что данная разработка не является еще одним громоздким АРМом. Использование системы управления баз данных Oracle позволит её лаконично вписаться в имеющиеся ERP-системы (например SAP R/3, ГАЛАКТИКА, WEBDOC и др.).

Развитие информационной составляющей при управлении внутриор-

ганизационным движением персонала с привлечением как внутренних, так и внешних источников, способствует не только повышению оперативности и качества рассматриваемых процессов, но и обеспечивает возможность улучшения кадрового потенциала организации в целом.

УДК 658.3

РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ТЕКУЧЕСТИ КАДРОВ НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА ВЛИЯНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ФАКТОРОВ

Фокин К.Б., Бисеров Р.Ю.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

На ОАО «ЗСМК» работа с кадрами налажена на высоком уровне, активно используются различные методы улучшения квалификационно-качественного состава кадров. При этом вопросы прогнозирования текучести персонала простыми статистическими приёмами вызывают интерес для исследований. Это явилось причиной углубленного изучения процесса текучести персонала, формирования его математической интерпретации. Кроме того, в ходе исследования анализировались факторы, влияющие на текучесть, оценивалась степень их влияния на результирующий показатель, что выявляет «узкие места» в процессе управления текучестью и раскрывает возможности для усовершенствования управления текучестью персонала. В рамках исследования построена многофакторная математическая модель для прогнозирования текучести.

Для проведения анализа текучести выделены следующие основные факторы, оказывающие влияние на ее уровень.

1) Величина фонда заработной платы (ФЗП). Анализируются уровень и динамика ФЗП всех работающих и по каждой категории в отдельности. Анализируется структура ФЗП работающих и ее динамика. Углубленно выполняется анализ структуры ФЗП по каждой категории работающих: определяется доля выплат по каждому элементу ФЗП (оплата по тарифным ставкам, по сдельным расценкам, по премированию, единым соц. выплатам и пр.). По всем работающим и по категории «рабочие» рассчитывается относительное изменение ФЗП по формуле

$$\Delta \text{ФЗП}_{\text{отн}} = \text{ФЗП}_{\text{ф}} - \text{ФЗП}_{\text{б}}^{\text{ск}},$$

где $\text{ФЗП}_{\text{ф}}$, $\text{ФЗП}_{\text{б}}^{\text{ск}}$ – соответственно фактический и базовый ФЗП, скорректированный на фактический объем производства продукции, который рассчитывается согласно Положению по формированию ФЗП или на основе деления ФЗП на постоянную и переменную части в соответствии с динамикой произведенной продукции:

$$\Phi ЗПб^{ск} = \Phi ЗПпер \cdot Kв + \Phi ЗПпост,$$

где $Kв$ – коэффициент, учитывающий изменение объема продукции.

2) Средняя заработная плата на предприятии. Анализируются уровень и динамика средней ЗП по каждой категории работающих и на одного работающего. Определяется соотношение средних ЗП различных категорий работающих. При этом за базу принимается средняя ЗП одного рабочего. По соотношению темпов роста ЗП за час, день и месяц (год) можно судить об использовании рабочего времени.

3) Отношение средней заработной платы персонала на предприятии к среднерыночной.

4) Заработная плата в течение первого года работы и первых трёх лет работы.

5) Отношение заработной платы в течение первого года работы и первых трёх лет работы к среднегородской.

6) Средняя величина социального пакета в рублях на человека.

7) $\overline{Cn}$ – средняя величина социального пакета на предприятии.

Отношение средней величины социального пакета на предприятии к среднерыночной величине по городу региону.

$$k_4^g = \frac{\overline{Cn}}{\overline{Cn^g}}; \quad k_4^p = \frac{\overline{Cn}}{\overline{Cn^p}};$$

где k_4^g – коэффициент соотношения средней величины социального пакета на предприятии к среднерыночной величине по городу;

k_4^p – коэффициент соотношения средней величины социального пакета на предприятии к среднерыночной величине по региону;

$\overline{Cn^g}$ – среднерыночная величина социального пакета по городу;

$\overline{Cn^p}$ – среднерыночная величина социального пакета по региону.

8) Удовлетворенность имеющегося персонала в компании. Определяется на основе оценки уровня положительных ответов на социальные опросы, величины абсентеизма и уровня производительности труда.

9) Количество безработных на рынке труда города/региона.

10) Количество предложений кандидатов на рынке труда города (региона) для подобной (равнозначной) вакансии в момент поиска.

11) Количество предложений других работодателей (спрос) на рынке труда города (региона) для подобной (равнозначной) вакансии в момент поиска.

12) Имидж компании как работодателя, косвенно оцениваемый через текущее количество самостоятельных обращений кандидатов на трудоустройство без целенаправленного распространения (не задействованы какие-либо ресурсы) службой подбора персонала информации о наличии вакансий.

13) Среднее время трудоустройства (состояние на учёте в ЦЗН).

- 14) Индекс экономического состояния (развития) города / региона.
- 15) Цена барреля нефти.
- 16) Цена одной тонны металлопроката на мировом рынке.
- 17) Количество выпускников вузов и других учебных заведений в городе/регионе по специальностям, необходимым комбинату.
- 18) Организационная культура на предприятии.

Излишняя текучесть персонала, по данным западных психологических исследований, отрицательно сказывается на моральном состоянии оставшихся работников, на их трудовой мотивации и преданности организации. С уходом сотрудников разваливаются сложившиеся связи в трудовом коллективе, и текучесть может приобрести лавинообразный характер.

Детерминированное моделирование направлено на преобразование детерминированных факторных систем. Оно основано на систематизации, то есть приёме, который подразумевает расположить показатели для анализа в определённой последовательности, представить их в виде системы для выявления взаимосвязи между ними. Проведение факторного анализа подразумевает исследование влияния отдельных факторов на изменение результирующего показателя и направлено на определение резервов для результирующего показателя за счёт каждого из факторов.

Для того, чтобы определить результирующий показатель, а тем более спрогнозировать его дальнейшее изменение, необходимо рассмотрение всякого целого в отношении к среде и каждой части в отношении к целому [1]. Существуют основные требования при формировании факторных систем: системы должны отражать реальные экономические процессы и явления; системы должны отражать причинно-следственные связи между факторами и результатами; факторы, входящие в модель, должны быть количественно измеримы. В анализе известны следующие типы моделей: адаптивные (балансовые), мультипликативные, кратные и смешанные (полученные комбинированием мультипликативных и кратных типов).

При детерминированном моделировании для определения текучести персонала проанализируем индекс текучести персонала:

$$I_T = \frac{Q_y}{\bar{Q}} \times 100\%;$$

где I_T – индекс текучести;

Q_y – количество уволившихся за год;

$\bar{Q}$ – среднее количество работников за год.

Таким образом, факторами первого уровня являются Q_y и $\bar{Q}$. Проанализировав их, получим факторы второго уровня.

$$Q_y = Q_y^{з/п} + Q_y^{с/п} + Q_y^{пр};$$

где $Q_y^{з/п}$ – количество уволившихся из-за недовольства заработной платой;

$Q_y^{c/p}$ – количество уволившихся из-за недовольства социальным пакетом на предприятии;

Q_y^{np} – количество уволившихся из-за проблем с коллегами и организационной культурой на предприятии;

$$\bar{Q} = Q_{pч} + Q_{pk} + Q_{сп} + Q_{сщ};$$

где $Q_{pч}$ – количество рабочих;

Q_{pk} – количество руководителей;

$Q_{сп}$ – количество специалистов;

$Q_{сщ}$ – количество служащих.

В данной работе рассмотрим следующие факторы третьего уровня:

$$Q_y^{з/п} = \alpha_1 \times Q_y^{\bar{з}} + \alpha_2 \times Q_y^{\bar{з}p} + \alpha_3 \times Q_y^{з1} + \alpha_4 \times Q_y^{з3} + \alpha_5 \times Q_y^{з1p} + \alpha_6 \times Q_y^{з3p};$$

$$\sum_{i=1}^6 \alpha_i = 1;$$

где $Q_y^{\bar{з}}$ – количество уволившихся по причине низкой средней заработной платы;

$Q_y^{\bar{з}p}$ – количество уволившихся по причине превышения среднерыночной заработной платы над заработной платой на предприятии;

$Q_y^{з1}$ – количество уволившихся по причине низкой заработной платы в течение первого года работы;

$Q_y^{з3}$ – количество уволившихся по причине низкой заработной платы в течение первых трёх лет работы;

$Q_y^{з1p}$ – количество уволившихся по причине превышения среднерыночной заработной платы над заработной платой на предприятии (в течение первого года работы);

$Q_y^{з3p}$ – количество уволившихся по причине превышения среднерыночной заработной платы над заработной платой на предприятии (в течение первых трёх лет работы);

α_i – доля каждого фактора, влияющего на количество уволившихся из-за недовольства заработной платой;

$$Q_y^{c/p} = \beta_1 \times Q_y^c + \beta_2 \times Q_y^{cp};$$

$$\sum_{i=1}^2 \beta_i = 1;$$

где Q_y^c – количество уволившихся по причине низкой величины социального пакета на предприятии;

Q_y^{cp} – количество уволившихся по причине превышения среднерыночной величины социального пакета по городу (региону) над социальным пакетом на предприятии;

β_i – доля каждого фактора, влияющего на количество уволившихся из-за недовольства социальным пакетом на предприятии.

Таким образом, индекс текучести персонала был детализирован на факторы первого, второго и третьего уровней. Графическое представление моделирования представлено на рисунке 1.

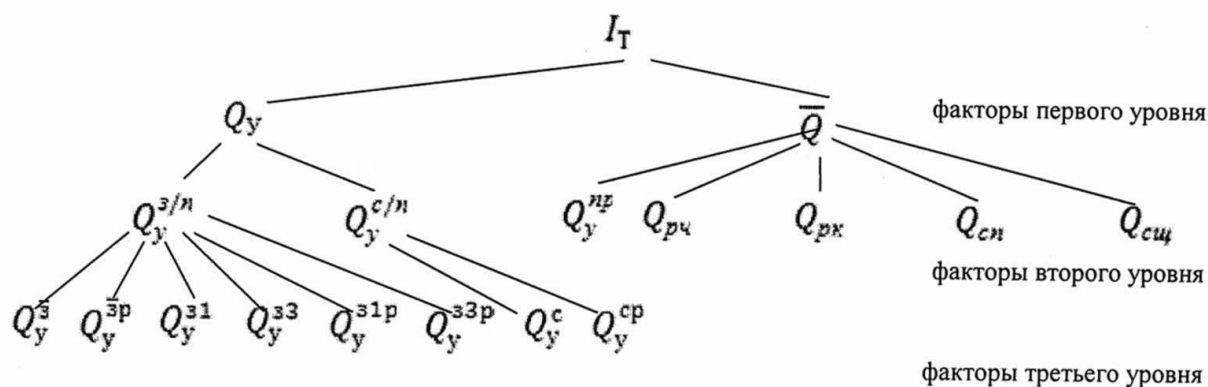


Рисунок 1 – Графическое представление моделирования

Таким образом, если собрать все факторы в один результирующий показатель, получим следующую модель индекса текучести персонала:

$$I_T = \frac{\alpha_1 \times Q_y^{\bar{з}} + \alpha_2 \times Q_y^{\bar{зр}} + \alpha_3 \times Q_y^{\bar{з1}} + \alpha_4 \times Q_y^{\bar{з3}} + \alpha_5 \times Q_y^{\bar{з1р}} + Q_{рч} + Q_{рк} + \alpha_6 \times Q_y^{\bar{з3р}} + \beta_1 \times Q_y^c + \beta_2 \times Q_y^{cp} + Q_y^{np}}{+ Q_{сн} + Q_{сш}} \times 100\%;$$

Вышеприведенная модель является детерминированной, так как не содержит в себе стохастических переменных, а является результатом анализа по факторам первого, второго и третьего уровней. Следовательно, можно утверждать, что при оцифровывании данных модель даст адекватный результат, и, кроме того, данная модель рекомендуется для прогнозирования текучести персонала как на ОАО «ЗСМК», так и на любом другом предприятии, то есть носит универсальный характер. Использование полученной модели позволит ОАО «ЗСМК» сократить затраты на подбор, отбор и увольнение персонала. Помимо этого, использование адекватных данных о будущей текучести на предприятии позволит сделать отчеты и спрогнозировать качественный состав работников, а так же управлять квалификационным составом кадров.

Таким образом, математическая модель для прогнозирования текучести персонала позволит усовершенствовать управление квалификационно-качественным составом персонала на предприятии, получить от этого экономический и социальный эффекты.

Библиографический список

1. Богданов А.А. Тектология: Всеобщая организационная наука: [В 2 кн.] – М.: Экономика, 1989.

УДК 330.133

КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ НЕСОСТОЯТЕЛЬНОСТИ ФИРМЫ

ГАЛЕВСКИЙ С.Г.

***ООО «Институт проблем предпринимательства»,
г. Санкт-Петербург***

Изучение существующих подходов к оценке несостоятельности, рассмотрение предложенных на их основании зарубежными и отечественными авторами методик оценки показало наличие неустранимых на данный момент недостатков существующих методик, что обуславливает необходимость дальнейшего совершенствования инструментария оценки несостоятельности ввиду невозможности переноса или адекватной адаптации зарубежных методик и недостаточной обоснованности отечественных разработок в данной области. Коэффициентный анализ количественных методик оценки несостоятельности показал, что существующие методики основной акцент делают на показателях ликвидности и финансовой устойчивости, в то время как показателям рентабельности и деловой активности уделяется существенно меньше внимания, что указывает на ориентированность данных методик на интересы кредиторов; таким образом, эти методики не могут быть использованы для оценки целесообразности процедуры финансового оздоровления с точки зрения собственников. В то же время, анализ нормативной базы показателей оценки несостоятельности выявил, что их нормативные значения существенно завышены, что делает невозможным использование количественных методик для оценки целесообразности введения процедуры финансового оздоровления и с точки зрения кредиторов. Анализ качественных методик показал, что используемые в них факты частично ориентированы на интересы кредиторов, а частично – на интересы собственников, в силу чего ни одна из качественных методик не может быть использована для оценки целесообразности введения процедуры финансового оздоровления ни с точки зрения кредиторов, ни с точки зрения собственников. Таким образом, существующие и количественные, и качественные методики непригодны для определения целесообразности процедуры финансового оздоровления и не могут быть использованы в рамках инвестиционно-

ориентированного подхода. Поэтому необходимо разрабатывать и внедрять инвестиционно-ориентированный подход к оценке несостоятельности.

В связи с этим целью настоящей работы явилось: разработка критериев, позволяющих оценить целесообразность процедуры финансового оздоровления с точки зрения всех инвесторов фирмы.

В соответствии с действующим законодательством, собственники предприятия, признанного арбитражным судом несостоятельным, имеют шанс сохранить право собственности на него в случае успешного проведения процедуры финансового оздоровления. Однако прежде чем приступать к обоснованию целесообразности введения данной процедуры перед кредиторами и арбитражным судом, самим собственникам следует решить, выгодна ли данная процедура им.

Собственники предприятия, на первый взгляд, априори заинтересованы в процедуре финансового оздоровления, поскольку она представляет собой их единственный шанс сохранить предприятие. Однако данная процедура означает для собственников определенные затраты сил, времени и финансовых ресурсов, необходимых для подготовки плана финансового оздоровления, обоснования его перед кредиторами и реализации на практике. С другой стороны, отказавшись от прав собственности на предприятие и согласившись на незамедлительный переход к конкурсному производству, собственники получают возможность максимально быстро освободиться от бремени долгов и вновь попробовать себя в предпринимательской деятельности. В случае, если предприятие после проведения процедуры финансового оздоровления (даже если процедура будет успешной и требования кредиторов будут удовлетворены) не будет в состоянии генерировать доход, достаточный для удовлетворения ожиданий собственников, данная процедура с точки зрения собственников вряд ли может быть признана целесообразной. В силу этого представляется необходимым разработать методику, которая позволяла бы оценить целесообразность процедуры финансового оздоровления с точки зрения собственников (ФОС-методику).

В качестве целевого критерия данной методики предлагается использовать показатель «мера несостоятельности», p , определяемый по следующей формуле:

$$p_t = \frac{V_t + \text{Div}_{t-1} - S_0 - G_{t-1}}{V_t} = \frac{V_t - S_0 - R_{t-1}}{V_t} = 1 - \frac{S_0 + R_{t-1}}{V_t}, \quad (1)$$

где p_t – мера несостоятельности на период t ;

V_t – неподтвержденные ожидания собственников к моменту t ;

Div_{t-1} – накопленные к началу периода t дивиденды;

S_0 – чистые активы предприятия на момент времени t_0 ;

G_{t-1} – накопленная к началу периода t чистая прибыль.

R_{t-1} – реинвестированная к началу периода t прибыль;

Неподтвержденные ожидания инвесторов через t лет (периодов) могут

быть рассчитаны по формуле:

$$V_t = (V_{t-1} - D_{t-1}) \cdot (1 + r) \quad (2)$$

где r – требуемая доходность.

Рост меры несостоятельности указывает на ухудшение ситуации. Для оценки целесообразности введения процедуры финансового оздоровления удобнее рассчитывать меру состоятельности, или ФОС-критерий:

$$\text{ФОС}_t = 1 - p_t = \frac{S_0 + R_{t-1}}{V_t}. \quad (3)$$

Также как и для меры несостоятельности, для данного показателя пороговыми значениями являются ноль и единица. Однако в данном случае значения меньше нуля указывают на несостоятельность компании, от нуля до единицы – на частичную состоятельность, а больше единицы – на полную или абсолютную состоятельность. Таким образом, если в соответствии с разработанным собственниками планом финансового оздоровления предприятие восстановит платежеспособность и его ФОС-критерий превысит единицу, то процедура финансового оздоровления целесообразна с точки зрения собственников. Если мера состоятельности больше нуля, но меньше единицы, то предприятие способно будет оправдать ожидания собственников лишь частично, и в этом случае целесообразность процедуры финансового оздоровления под вопросом. Если же ФОС-критерий по результатам составленного собственниками прогноза меньше нуля, то процедура финансового оздоровления нецелесообразна.

Ключевым условием введения процедуры финансового оздоровления является возможность предприятия по результатам этой процедуры восстановить свою платежеспособность и исполнить обязательства перед кредиторами. В противном случае введение финансового оздоровления ущемляет их интересы. Не стоит забывать, однако, что излишняя осторожность при принятии решения о целесообразности (или нецелесообразности) введения данной процедуры ущемляет интересы собственников и может привести к ликвидации бизнеса, способного восстановить свою платежеспособность. В силу этого представляется необходимой разработка критерия, позволяющего реально оценить целесообразность введения процедуры финансового оздоровления с точки зрения кредиторов.

В соответствии с Федеральным законом «О несостоятельности (банкротстве)», статья 109, основными мерами по восстановлению платежеспособности должника, не ведущими к смене собственника и пригодными к реализации на стадии финансового оздоровления, являются:

- прибыль предприятия-должника от обычной деятельности;
- продажа части имущества предприятия-должника при реперофировании производства, закрытии ряда нерентабельных производств или как вынужденная мера;
- реализация дебиторской задолженности предприятия-должника, в

виде взыскания задолженности самим банкротом и (или) уступки прав требований;

– увеличение уставного капитала предприятия-должника в виде увеличения уставного капитала должника за счет взносов участников и третьих лиц или в виде размещения дополнительных обыкновенных акций должника;

– исполнение обязательств должника собственником имущества должника – унитарного предприятия, учредителями (участниками) должника либо третьим лицом или третьими лицами.

Таким образом, чтобы с учетом всех источников средств предприятия-должника требования кредиторов были исполнены, должно соблюдаться следующее условие:

$$\text{ФОК} = \frac{\text{П(У)} + \text{ПИ} + \text{РДЗ} + \text{УУК} + \text{Пр}}{\text{ОУ} - \text{ИО} - (\text{ДС} + \text{КФВ})} \geq 1, \quad (4)$$

где ФОК – ФОК-критерий;

П(У) – прибыль (убыток) предприятия должника от обычной деятельности;

ПИ – доход от продажи части имущества предприятия-должника;

РДЗ – доход от реализации дебиторской задолженности предприятия-должника;

УУК – доход от увеличения уставного капитала предприятия-должника;

Пр – прочие источники средств предприятия-должника;

ОУ – обязательства к уплате;

ИО – исполнения обязательств предприятия-должника;

ДС – денежные средства предприятия-должника на момент признания его несостоятельным;

КФВ – краткосрочные финансовые вложения предприятия-должника на момент признания его несостоятельным.

Источники средств предприятия-должника, изысканных им в ходе процедуры финансового оздоровления, должны быть больше обязательств к уплате за вычетом исполненных в ходе финансового оздоровления обязательств и денежных средств (в форме непосредственно денежных средств и вложений в высоколиквидные активы), имевшихся у должника на момент признания его несостоятельным. В таком случае предприятие будет способно исполнить свои обязательства перед кредиторами, и с их точки зрения процедура финансового оздоровления будет целесообразна. В случае, если ФОК-критерий меньше единицы, но больше нуля, то должник по результатам процедуры финансового оздоровления способен будет исполнить свои обязательства перед кредиторами лишь частично. В случае же, если данное соотношение меньше нуля, что возможно при получении должником в ходе процедуры финансового оздоровления значительных убытков, превышающих доход от всех прочих источников средств, то должник не в состоянии

будет исполнить свои обязательства перед кредиторами, и необходимость конкурсного производства очевидна.

Разработанные критерии позволяют оценить целесообразность введения процедуры финансового оздоровления как с точки зрения собственников, так и с точки зрения кредиторов. Иными словами, эти критерии позволяют оценить экономическую несостоятельность фирмы с точки зрения ее инвесторов. Представляется, что использование данных критериев в судебной и хозяйственной практике будет способствовать максимальному удовлетворению их интересов.

УДК 005.6:519.23

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ФУНКЦИОНАЛЬНО-СТОИМОСТНОГО АНАЛИЗА КАК ОСНОВЫ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ СИСТЕМЫ МЕНЕДЖМЕНТА КАЧЕСТВА ПРЕДПРИЯТИЯ

МИЛОВАНОВ М.М.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Одной из важнейших задач любого предприятия в условиях современной рыночной экономики является обеспечение конкурентоспособности на рынке. Для решения поставленной задачи требуется непрерывно совершенствовать продукцию и услуги, предоставляемые предприятием, снижать их стоимость, повышать качество и производительность, создавать новые продукты и услуги. Одним из методов решения этой задачи является создание эффективной системы управления предприятием, включающую систему менеджмента качества. Менеджмент качества рассматривается как последовательная, систематическая деятельность по планированию, обеспечению, управлению и улучшению деловых процессов. Менеджмент качества нацелен, с одной стороны, на снижение затрат на продукцию и процессы, а с другой – на улучшение потребительских свойств. Этой цели невозможно достигнуть без соответствующих инструментов. Одним из наиболее эффективных управленческих инструментов является функционально-стоимостной анализ.

ФСА (функционально-стоимостной анализ) – метод технико-экономического исследования систем, направленный на оптимизацию соотношения между их потребительскими свойствами (функций, ещё воспринимаемым как качество) и затратами на достижения этих свойств. Этот метод используется как методология непрерывного совершенствования продукции, услуг, производственных технологий, организационных структур. Общая суть метода – поэлементная отработка конструкции.

Задачей ФСА является достижение наивысших потребительских свойств продукции при одновременном снижении всех видов производст-

венных затрат. Резервом снижения себестоимости продукции являются излишние затраты. Излишние затраты связаны с несовершенством конструкции изделий, технологии их изготовления, неэффективностью используемых материалов, ошибочных решений, концепций. ФСА предполагает рассмотрение не объекта, а функций, которые он реализует. Задача ФСА – достижение функциональности объекта минимальными затратами в интересах как производителя так и потребителя. Объектом ФСА могут быть изделия, технологии, производственные, организационные и информационные структуры а также отдельные их элементы или группы элементов.

Сегодня в экономически развитых странах практически каждое предприятие или компания используют методологию функционально-стоимостного анализа как практическую часть системы менеджмента качества, наиболее полно удовлетворяющую принципам стандартов серии ИСО 9000.

Рассмотрим как система ФСА соответствует 8-ми принципам менеджмента качества, представляющим основу всех стандартов семейства ИСО 9000:

Основные принципы менеджмента качества по ИСО 9000	Основные принципы ФСА
1. Ориентация на потребителей. Организации зависят от своих потребителей, поэтому они должны знать и понимать их потребности, которые существуют в настоящий момент, а также могут возникнуть в будущем, выполнять их требования и стремиться превзойти их ожидания.	1. Ориентация на потребителей. Методология ФСА занимается совершенствованием потребительской стоимости продукции – главным показателем степени ее соответствия запросам и ожиданиям потребителя.
2. Роль руководства. Руководители добиваются единства целей и направлений развития организации. Они должны создавать внутреннюю среду организации, которая позволяет сотрудникам быть в полной мере вовлеченными в достижение целей организации.	2. Роль руководства. Общее руководство организацией и проведением ФСА принадлежат высшему руководству предприятия.
3. Вовлечение сотрудников. Сотрудники всех уровней составляют основу каждой организации, их полное вовлечение дает возможность организации использовать их способности с максимальной выгодой.	3. Вовлечение сотрудников. На предприятии организуется многоуровневое обучение персонала в области ФСА, осуществляется популяризация метода.

4. Подход как к процессу. Желаемый результат достигается наиболее эффективным способом, когда соответствующими видами деятельности и необходимыми для нее ресурсами руководят и управляют как процессом.	4. Подход как к процессу. Функционально-стоимостный анализ рассматривается как непрерывный процесс совершенствования продукции, производственных технологий, организационных структур.
5. Системный подход к менеджменту. Идентификация взаимосвязанных процессов, их понимание, руководство и управление ими как единой системой способствует результативности и эффективности деятельности организации при достижении ею своих целей.	5. Системный подход к менеджменту. Функционально-стоимостный анализ представляет собой систему взаимосвязанных организационных мер и методических средств, направленных на непрерывное совершенствование, как продукции, так и самого предприятия.
6. Постоянное улучшение. Неизменной целью организации является непрерывное улучшение всей ее деятельности.	6. Постоянное улучшение. Организация и проведение работ по ФСА на предприятии являются постоянным видом деятельности и строятся на основе внедренной на предприятии нормативно-технической документации.
7. Принятие решений, основанное на фактах. Эффективные решения базируются на анализе данных и информации.	7. Принятие решений, основанное на фактах. Функционально-стоимостный анализ базируется на современных методах и средствах анализа, поиска и принятия решений.
8. Взаимовыгодные отношения с поставщиками. Организация и ее поставщики зависят друг от друга. Если их отношения способствуют взаимной выгоде обеих сторон, то их способность создавать ценности повышается.	8. Системный и комплексный подход к проведению исследований. Функционально-стоимостный анализ в своих исследованиях применяет системный и комплексный подходы.

Результативность, в контексте ФСА – это характеристика системы, которая определяется как ее способность выполнять в большей или меньшей степени функции, а эффективность, – это характеристика, обратно пропорциональная затратам, поглощаемым системой для соответствующей реализации этих функций. Другими словами, для оценки эффективности системы необходимо определить соотношение между результативностью функций,

которые выполняются в системе, и затратами на их выполнение.

Проведение ФСА является трудоемкой, однако окупаемой себя деятельностью. Главная особенность метода ФСА – абсолютная гармонизация с процессным подходом к менеджменту, что делает его пригодным для целей оценки результативности и эффективности систем менеджмента качества.

Особенностью проведения ФСА является также то, что нельзя правильно определить стоимость основного процесса, не определив предварительно стоимость обеспечивающих процессов и процессов управления. Из-за этой особенности метода ФСА его внедрение часто входит в противоречие со стремлением руководителей компании фокусироваться на основных процессах предприятия, отодвигая на второй план процессы управления и обеспечивающие процессы.

Нельзя не учесть еще один аспект метода ФСА: при его проведении выявляются причинно-следственные связи, которые определяют перенос стоимости с ресурсов на продукты. Метод ФСА не дает ответа на вопрос, как изменять эти причинно-следственные связи, чтобы улучшить деятельность предприятия, но дает возможность увидеть, где эти причинно-следственные связи являются «плохими». Метод ФСА является необходимым шагом на пути улучшения деятельности предприятия с точки зрения результативности и эффективности.

УДК 330.133

МОДЕЛЬ ОЦЕНКИ НЕСОСТОЯТЕЛЬНОСТИ ФИРМЫ

ГАЛЕВСКИЙ С.Г.

ООО «Институт проблем предпринимательства»

г. Санкт-Петербург

Разработанные и предложенные ранее ФОС- и ФОК-критерии позволяют оценить целесообразность введения процедуры финансового оздоровления как с точки зрения собственников, так и с точки зрения кредиторов, то есть эти критерии позволяют оценить экономическую несостоятельность фирмы с точки зрения ее инвесторов. Представляется, что использование данных критериев в судебной и хозяйственной практике будет способствовать максимальному удовлетворению их интересов. В силу этого представляется необходимым предложить модель, основанную на данных критериях и позволяющую реализовать инвестиционно-ориентированный подход к оценке несостоятельности фирмы.

Поскольку целесообразность процедуры финансового оздоровления оценивается с точки зрения как кредиторов, так и собственников, то необходимо использовать два критерия:

– ФОС-критерий, оценивающий целесообразность введения финансового оздоровления с точки зрения собственников;

– ФОК-критерий, оценивающий целесообразность введения финансового оздоровления с точки зрения кредиторов.

Для каждого из этих критериев существует два граничных значения – ноль и единица. При значении больше единицы интересы какой-либо из групп инвесторов удовлетворяются полностью, от нуля до единицы – частично, менее нуля – не удовлетворяются вовсе. Частные случаи целесообразности или нецелесообразности введения процедуры финансового оздоровления в зависимости от значений критериев представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Частные случаи целесообразности введения процедуры финансового оздоровления

ФОС-критерий	ФОК-критерий		
	<0	0-1	>1
<0	1	1	1
0-1	1	2	2
>1	1	2	3

Представляется, что для целей оценки состоятельности фирмы и целесообразности введения в отношении нее процедуры финансового оздоровления, то есть для целей использования предложенного подхода в судебной и хозяйственной практике, нет необходимости рассматривать все возможные случаи и ситуации по отдельности. Очевидно, что если интересы хотя бы одной из групп инвесторов не могут быть удовлетворены по результатам финансового оздоровления фирмы, то данная процедура вряд ли может быть признана целесообразной, и фирма несостоятельна. Подобное имеет место, если ФОС-критерий или ФОК-критерий, или оба эти критерия, меньше нуля (случай 1). Если же интересы всех групп инвесторов удовлетворены полностью, то введение процедуры финансового оздоровления целесообразно, и фирма состоятельна, что возможно в случае, если и ФОС-критерий, и ФОК-критерий больше единицы (случай 3).

Особый интерес вызывают случаи 2. На первый взгляд, процедура финансового оздоровления в этих случаях нецелесообразна, поскольку интересы, по крайней мере, одной из сторон не удовлетворены полностью. Однако интересы каждой из групп инвесторов удовлетворяются в этих случаях как минимум частично, и возможна ситуация, при которой подобное частичное удовлетворение требований является максимально возможным. Соответственно, при соблюдении ряда условий в случае 2 собственникам и (или) кредиторам предпочтительнее поступиться своими интересами и согласиться с необходимостью введения процедуры финансового оздоровления. Следовательно, в этих случаях процедуру финансового оздоровления можно назвать условно-целесообразной, а фирму – условно-состоятельной.

Таким образом, для использования в судебной и хозяйственной прак-

тике можно выделить три степени состоятельности фирмы:

- состоятельна (и ФОС-критерий, и ФОК-критерий больше единицы) – процедура финансового оздоровления целесообразна, в конкурсном производстве нет необходимости;

- условно-состоятельна (и ФОС-критерий, и ФОК-критерий больше нуля, но хотя бы один из них меньше единицы) – процедура финансового оздоровления целесообразна при соблюдении ряда условий и достижении соглашения между собственниками и кредиторами, в противном случае необходимо конкурсное производство;

- несостоятельна (хотя бы один из критериев меньше нуля) – процедура финансового оздоровления нецелесообразна, необходимо введение процедуры конкурсного производства.

Предложенный подход может быть использован и государственными органами для разработки нормативно-правовых актов, регламентирующих деятельность арбитражных судов при ведении дела о несостоятельности (банкротстве). Также предложенные методики могут быть использованы не только после признания должника банкротом, но и задолго для этого момента, для принятия управленческих решений в области финансов. Собственники фирмы могут использовать ФОС-методику для принятия решений о смене менеджмента или продаже бизнеса, а кредиторы – ФОК-методику для принятия решений о выдаче (или не выдаче) кредита. Все это указывает на целесообразность использования предложенного подхода в судебной и хозяйственной практике и позволяет рекомендовать его к внедрению.

УДК 332.135 (571.17)

ПЕРЕРАБОТКА ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ КАК НАПРАВЛЕНИЕ ДИВЕРСИФИКАЦИИ ЭКОНОМИКИ ГОРОДА НОВОКУЗНЕЦКА

РОГАЧЕВА М.А.

*Новокузнецкий филиал-институт
ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»
г. Новокузнецк*

Новокузнецк – один из крупнейших металлургических и угледобывающих центров России.

Металлургическое производство занимает лидирующее положение в структуре промышленного производства – и составляет 66 %. На втором месте – добыча полезных ископаемых. Далее производство и распределение электроэнергии.

Новокузнецк по-прежнему сохраняет монопродуктовую структуру экономики.

Степень влияния предприятий металлургического комплекса на эко-

номику города, социальную стабильность очень велика. Их деятельность затрагивает все направления жизнедеятельности города. Именно поэтому мировой экономический кризис так повлиял на Новокузнецк. Снижение объема производства привело к сокращению штата сотрудников, а потерявшие работу столкнулись с ограниченными возможностями трудоустройства. Произошло снижение доходов населения и общего уровня жизни.

Для стабилизации ситуации и обеспечения устойчивого развития города необходима диверсификация экономики и градообразующих предприятий.

Стратегия диверсификации экономики города Новокузнецка имеет целью – снижение рисков, характерных для монопродуктовой экономики, и увеличение занятости населения. Наличие ресурсов и спроса на производимую продукцию являются основными критериями при выборе направлений диверсификации. Основные направления включают:

- а) развитие машиностроения;
- б) развитие производства строительных материалов;
- в) развитие электроэнергетики;
- г) переработку промышленных (техногенных) отходов;
- д) развитие науки.

Развитии индустрии по переработке отходов даст толчок в развитии всех направлений диверсификации экономики города. Решение проблемы обращения с отходами, их утилизации и переработки является актуальным для города, как с точки зрения реализации стратегии экономического роста, так и улучшения экологической ситуации.

В городе за десятки лет накоплено очень много шлаков, шламов, хвостов аглофабрик, отвалов угольных предприятий. Переработка этих отходов и производство товарной продукции из них позволит:

1) сократить расходы электроэнергии (затраты на внедрение энергосберегающих мероприятий в 3 – 5 раз меньше затрат на добычу и производство первичных энергоисточников);

2) сделать вклад в развитие строительного комплекса (отходы металлургии являются источником дешевого и качественного сырья в строительстве и в производстве строительных материалов);

3) увеличить минерально-сырьевую базу черных и цветных металлов (золото-шлаковые отвалы угледобычи и углеобогащения содержат многие редкие элементы, с концентрацией – десятки и сотни грамм на тонну);

4) улучшить состояние окружающей среды (в городе накоплено более 500 млн. т различных отходов промышленного производства, под которыми занято 1097 га земли);

5) создать новые рабочие места и увеличить уровень самозанятости населения (переработка отходов является успешным направлением для развития малого бизнеса, а при объеме инвестиций 6 – 7 млрд. руб. за 5 лет можно создать до 5 тыс. рабочих мест).

Для активного развития индустрии по переработке техногенных отхо-

дов необходимо создание системы управления отходами производства, обеспечивающей увеличение количества перерабатываемых, снижение количества образующихся и захораниваемых отходов в Новокузнецке.

В рамках системы управления отходами должны реализовываться функции планирования, организации, мотивации, анализа, контроля и координации.

а) планирование заключается в разработке комплексного плана управления отходами, который основывается на изучении имеющихся и образующихся отходов, их движении, оценке опыта обращения с ними и включает формирование программ по сбору, транспортировке, переработке, вторичному использованию и утилизации отходов. Также сюда входит нормативно-методическое и правовое обеспечение обращения с отходами;

б) организация – реализуется через создание структуры управления, охватывающей муниципальный и областной уровни власти, а также функциональные отделы предприятий, занимающиеся управлением отходами. Данные звенья образуют три уровня в системе управления отходами:

областная система управления отходами производства;

1) муниципальная система управления отходами производства;

2) система управления отходами на предприятии

Уровни находятся в линейной взаимосвязи. Между ними будут разделены обязанности, функции и задачи системы управления отходами производства.

в) мотивация – данная функция будет реализована через создание механизмов стимулирования предприятий к использованию технологий переработки отходов.

При мотивации должны использоваться как методы стимулирования, так и наказания. Например: к методам поощрения относятся получение налоговых льгот, получение государственных гарантий, субсидий. К методам наказания: наложение штрафов, увеличение налоговой ставки, снижение лимитов на размещение отходов; лишение права собственности предприятия на земли, выделенные под отвалы, со всеми расположенными на них ресурсами, в руки муниципалитета, при бездейственности предприятия-собственника этих земель по их обезвреживанию и переработке. В последующем эти ресурсы на конкурсной основе будут передаваться предприятиям-переработчикам;

г) при анализе осуществляется сбор информации об имеющихся и образующихся отходах, их движении, опыте обращения с ними, имеющихся технологиях и оборудовании.

д) контроль и координация – осуществляются через мониторинг, т.е. через постоянное ежемесячное отслеживание образования и движения отходов. А также через выработку мер по устранению негативных воздействий выбросов на окружающую среду и предотвращения ее деградации под воздействием загрязнений отходами.

Таким образом, активное развитие индустрии по переработки техно-

генных отходов позволит увеличить долю объема продукции, производимой не базовыми развивающимися отраслями в общем объеме промышленного производства города, долю занятого населения в этих отраслях, и тем самым приведет к экономическому росту, большей социальной стабильности и улучшению состояния окружающей среды.

Библиографический список

1. Инвестиционный паспорт города Новокузнецка [Электронный ресурс] / Официальный сайт администрации города Новокузнецка. – Новокузнецк, 2009. – Режим доступа: www.admnkz.ru. – 10.01.2010.
2. Комплексная программа социально-экономического развития г. Новокузнецка [Электронный ресурс] / Новокузнецк сайт города. – Новокузнецк, 2009. – Режим доступа: www.novokuznetsk.su. – 10.09.2010.
3. Пути активизации социально-экономического развития монопрофильных городов России [Электронный ресурс] / Библиотека местного самоуправления, выпуск 54. – М.: Московский общественный научный фонд, 2004. – 224 с. – Режим доступа: www.demoscope.ru. – 10.09.2010.

УДК 504.06:658

К ВОПРОСУ О ЭКОНОМИЧЕСКОМ РЕГУЛИРОВАНИИ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЯ И ОХРАНОЙ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Зайнутдинов Х.Ф.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Отходы производства и потребления являются одними из самых крупных источников загрязнения окружающей природной среды. Проблема их образования, использования, обезвреживания, хранения и захоронения остается нерешенной как в РФ, так и в частности в городе Новокузнецке.

В настоящее время на территории Российской Федерации в отвалах и хранилищах накопилось более 80 млрд. тонн твердых отходов. Это количество ежегодно увеличивается. Общая площадь занятых отходами земель превышает 2 тыс. кв. км.

Имеются проблемы, связанные с введением в хозяйственный оборот крупнотоннажных отходов (включая золошлакоотвалы, шламонакопители, хвостохранилища, терриконы и др.), образовавшихся до 1993 года и не учтенных в процессе приватизации промышленных предприятий, хозяйственная деятельность которых послужила причиной образования этих отходов.

Обостряется проблема обращения с ТБО, количество которых ежегодно увеличивается на 170 млн. м³.

В условиях истощения природных ресурсов практически не учитывается промышленный потенциал накопленных и образующихся отходов, яв-

ляющихся техногенным ресурсом. Отмечается значительное снижение потребления вторичного сырья и вторичных энергоносителей.

В настоящее время в России инвестирование в сферу обращения с отходами сдерживается отсутствием прямых норм в законодательстве в этом секторе экономики, а также недостаточным развитием новых режимов хозяйственной деятельности, одними из которых являются государственные и муниципальные концессии.

При разработке и внедрении региональных систем управления отходами в промышленных компаниях особое внимание уделяется вопросам информационного сопровождения процессов ресурсного мониторинга, территориального планирования, моделирования и прогнозирования экологических и организационно-экономических ситуаций и т.д. При этом эффективность функционирования всей системы управления отходами в значительной мере зависит от того, насколько соответствующая информационная инфраструктура концептуально и функционально отвечает решаемым задачам в области рационального природопользования.

Любые региональные процессы управления и в частности процессы управления отходами характеризуются значительными объемами разнородной информации. При этом данные могут иметь различную информационную структуру, быть статическими или динамическими, иметь детерминированный или стохастический характер и т.д. однако, все информационные компоненты обязательно имеют параметры географической привязки, т.е. определенную широту и долготу. Данные параметры, являясь универсальными для всех элементов данных, соответственно могут быть положены в основу построения информационной среды.

Для разработки и внедрения геоинформационных систем (ГИС) необходимо обеспечить информационную согласованность разрабатываемой системы с другими региональными системами управления (защита окружающей среды, охрана здоровья, социально-гигиенические условия проживания населения, развитие сырьевой базы, инновациями и т.д.).

Решение проблемы отходов заключается не в том, чтобы просто собрать, сжечь или переработать. Эта проблема на деле является гораздо более серьезной и глубокой, причем нигде в мире она не решена по-настоящему.

Самый главный и самый основной вопрос – управление отходами и с организационной точки зрения и с финансово-экономической точки зрения.

С начала 90-х годов с переходом на новые рыночные отношения вопросы решения проблемы управления отходами еще более осложнились. Участниками процесса, связанного с производством и потреблением являются:

1. Жители города, которые не только производят отходы, но и сами оплачивают мусороразделение и/или утилизацию.
2. Городская власть: законодательная (законодательное обеспечение решения проблемы) и исполнительная (исполнение законодательства).
3. Специализированные организации, которые занимаются сбором,

транспортировкой, вывозом отходов до места потребления.

4. Специализированные промышленные предприятия непосредственно занимающиеся переработкой.

У каждого из вышеперечисленных прямых участников необходимо выделить свою мотивацию.

Механизм управления природопользованием и охраной окружающей среды (ПООС) – это система принципов, методов, способов и приемов правового, организационного и экономического регулирования процессов природопользования и охраны природы на основе:

- научно-обоснованных принципов и методов экономической оценки и платы за право пользования природными ресурсами;
- платы за загрязнение окружающей среды;
- компенсационных платежей за нанесение экологического ущерба;
- экономического стимулирования;
- рациональной, комплексной и безопасной для окружающей среды эксплуатации и использования природных ресурсов;
- экологически безопасного ведения иной хозяйственной деятельности.

В управлении сферой природопользования выделяется три основных подхода в формировании экономических механизмов:

1. Мягкий или либеральный в экономическом отношении.
2. Стимулирующий развитие экологически сбалансированных и природоохранных производств и видов деятельности.
3. Жесткий, подавляющий и тормозящий развитие природоемких и загрязняющих окружающую среду процессов природопользования и видов деятельности.

Государственные экономические рычаги регулирования ПООС делятся на рыночные и нерыночные.

К рыночным относятся: создание рынка экологических товаров и услуг, в том числе проведение экологического мониторинга, аудита и страхования, методы экономической оценки природных ресурсов, экологического ущерба и природоохранных мероприятий.

К нерыночным относятся: учет природных ресурсов, механизм воспроизводства и охраны природных ресурсов, механизм ресурсосбережения, системы налоговых платежей за использование природных ресурсов, методология оценки объектов природных ресурсов и пр.

Принципы экономического механизма ПООС:

- научной обоснованности;
- экологической политики;
- информационного и правового обеспечения;
- платности;
- экономической ответственности и стимулирования;
- экономической оценки;
- планирования;

– оптимальности.

Механизм управления ПООС должен включать три группы экономических методов: финансирования, экономического стимулирования и экологического страхования.

Группа методов экономического стимулирования включает: систему льгот (налоговых, кредитных, инвестиционных), специальные системы налогообложения экологически опасной технологии и продукции и поощрения (ценовые надбавки/скидки на продукцию в зависимости от ее экологических свойств), система продаж разрешений на право выброса (сброса) загрязняющих веществ, система экономической поддержки производства природоохранного оборудования, системы экологических субсидий.

Рассматривая экономическую сущность ПООС необходимо отметить ряд недостатков в изучении данной проблемы:

- отсутствие критериев экономической эффективности (мероприятий по экологии и управлению отходами производства);
- упрощение задач (некоторые исследователи обозначают проблему экономики как отношение затрат и прибыли. На наш взгляд проблема глубже и требует дополнительного изучения);
- отсутствие экологического нормирования;
- отсутствие рассчитанных стандартов, сумм штрафов, адекватно отвечающих безопасности и охране окружающей среды.

УДК 658.3

К ВОПРОСУ РАСЧЕТА ЗАТРАТ НА ПОДГОТОВКУ ПЕРСОНАЛА

Фокин К.Б.

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

Кризисные явления в экономике активизировали работу по сокращению издержек во многих компаниях. В равной степени снижение затрат коснулось и служб персонала. Оценка экономической эффективности процессов кадрового менеджмента стала при этом одним из ключевых факторов, что вызывает необходимость взвешенного подхода к принимаемым решениям по вопросам управления персоналом. Значительную долю в организационном бюджете на персонал составляют расходы на обучение персонала. Затраты на обучение персонала – это издержки организации на процесс целенаправленного формирования знаний, умений и навыков работников, позволяющих реализовывать стратегию развития организации [1; 180]. Обычно, данная статья занимает вторую или третью по величине позицию после расходов на заработную плату и социальный пакет. Таким образом поиск путей снижения удельных затрат на подготовку персонала является актуальной проблемой для современных служб управления персоналом, а её решение позволит

более эффективно управлять совокупными расходами на персонал организации, что обеспечит ей конкурентное преимущество на рынке.

Рассматривая вопросы эффективности подготовки персонала, современные авторы, как правило, идут по пути учета таких показателей, как продажи, качество, производительность и мораль [2; 147]. При этом подчеркивается сложность оценки влияния непосредственно обучения на рассматриваемые параметры. Авторы [3; 363] предлагают рассматривать затраты на обучение как прибыльные капиталовложения. За основу оценки эффективности они принимают теорию человеческого капитала, в соответствии с которой знания и квалификации наемных работников рассматриваются как принадлежащий им и приносящий доход капитал, а затраты времени и средств на приобретение этих знаний и навыков – инвестиции в него.

Современные теории оценки и анализа затрат на обучение рассматривают данные затраты, в основном, с точки зрения учета расходов, связанных непосредственно с обучением. В целом расходы на обучение включают [4] стоимость курса обучения, выплату средней заработной платы в период обучения, сумму командировочных расходов и оплату проезда, если обучение проводится в другом городе. Последние статьи затрат можно минимизировать, обучая персонал в собственных учебных центрах, в учебных центрах города, где расположена организация, или с привлечением преподавателей из других городов.

Необходимость учета экономической эффективности решений по вопросам планирования, подбора и подготовки персонала послужила причиной оценки затрат на подготовку персонала во взаимосвязи с другими процессами службы персонала. Учитывая, что такие характеристики, как производительность труда и уровень заработной платы имеют ключевое значение и достаточно легко поддаются количественному учету, расчет затрат на подготовку персонала необходимой квалификации предлагается производить исходя из данных характеристик.

Исследования производительности труда (по экспертным данным) во взаимосвязи с уровнем заработной платы машинистов кранов пятого разряда технологического потока на одном из предприятий позволили сформировать зависимость, представленную на рисунке 1. Определено, что на уровень производительности труда и продолжительность периода подготовки влияют различные факторы, основными из которых являются возраст, уровень образования, состояние здоровья, степень мотивации, физическая моторика, личные качества.

При построении зависимости учитывалось, что машинисты крана ранее не работали по пятому квалификационному разряду, а уровень производительности труда «100%» соответствует нормативной производительности труда машиниста крана пятого разряда на данном участке. Кроме того, необходимо отметить, что уровень постоянной части заработной платы оставался неизменным на протяжении всего периода работы, что обусловлено условиями трудового договора.

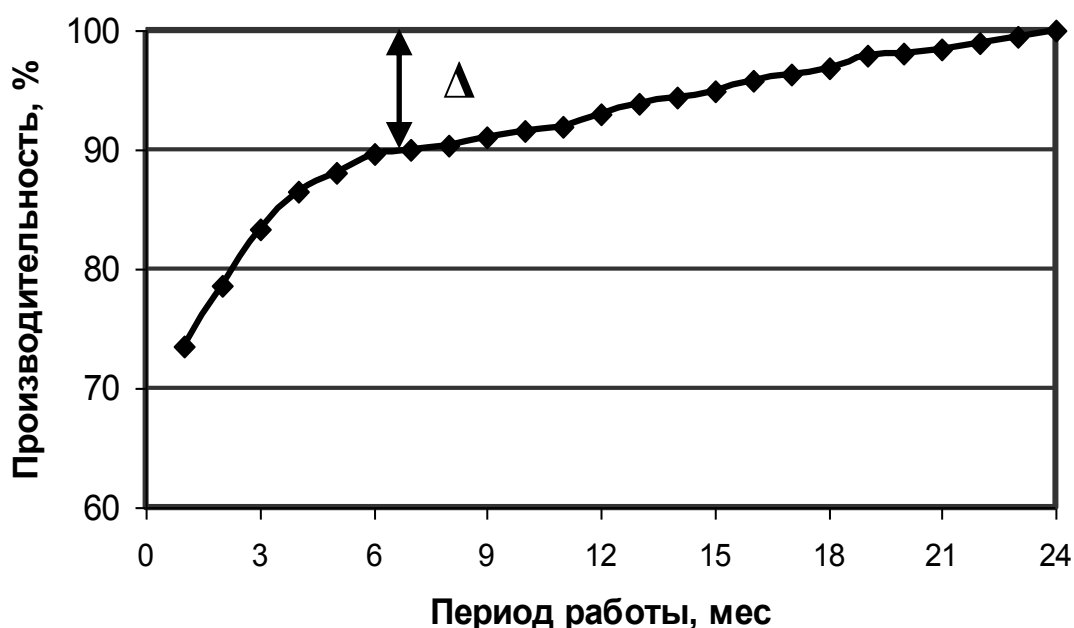


Рисунок 1 – Зависимость уровня производительности труда машиниста крана от продолжительности работы в должности

Из рисунка 1 видно, что период подготовки машиниста крана пятого разряда до уровня нормативной производительности труда составляет около двух лет. При этом на протяжении всего периода подготовки постоянная часть заработной платы не меняется. Это позволяет сделать вывод, что величина недостатка производительности труда соответствует величине «переплаты» заработной платы. Таким образом, затраты на подготовку машиниста крана пятого разряда, кроме фиксированных затрат непосредственно на обучение, включают сумму ежемесячных «переплат» заработной платы на величину недостатка производительности труда данного машиниста крана, и рассчитываются по следующей формуле:

$$Z = \tilde{N}_{\Gamma A} + \tilde{Q}_{\Gamma A} + \sum_{i=1}^n (\tilde{Q}_{\tilde{N}D} \times \Delta_{\Gamma})_i, \quad (1)$$

где Z – общие затраты на подготовку работника, руб.;

C_{OB} – стоимость всех видов обучения для повышения квалификации работника по профессии в период подготовки, руб.;

$ЗП_{OB}$ – средняя заработная плата работника при проведении обучения с отрывом от производства в период подготовки, руб.;

n – продолжительность периода подготовки, месяцев;

$ЗП_{CP}$ – постоянная часть заработной платы работника в период подготовки, руб.;

Δ_{Γ} – величина недостатка производительности труда до уровня нормативной производительности труда.

Теоретическая значимость предлагаемого способа расчета затрат на подготовку персонала состоит в развитии теории управления персоналом и, в частности, организации обучения, с позиции разработки методических подходов, позволяющих количественно, на основе аналитических данных, оценить состояние процессов профессиональной подготовки и определить направления их совершенствования.

Прикладное значение представленной разработки заключается в том, что с помощью зависимости (1) можно рассчитать фактические затраты на подготовку работника по определенной профессии до уровня квалификации, соответствующей нормативной производительности труда. Это в значительной мере облегчает принятие аргументированных решений при определении способа заполнения конкретной вакансии: подготовка работника низкой квалификации внутри организации или покупка высококвалифицированного работника на внешнем рынке труда. Кроме того, знание фактических затрат на подготовку позволяет проводить корректный анализ издержек, выявлять области для их минимизации, что в конечном итоге позволяет оптимизировать затраты на поддержание и развитие квалификационного состава персонала организации в целом.

Библиографический список

1. Минченкова О.Ю. Управление персоналом: система бюджетирования: учебное пособие / О.Ю. Минченкова, Н.В. Фёдорова. – М.: КНОРУС, 2006. – 224 с.
2. М.И. Магура, М.Б. Курбатова Организация обучения персонала компании. – М.: ЗАО «Бизнес-школа «Интел-Синтез», 2002. – 192 с.
3. Управление персоналом: Учебник для вузов / Под ред. Т.Ю. Базарова, Б.Л. Еремина. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: ЮНИТИ, 2002. – 560 с.
4. Фокин К.Б. Расчет экономии при предварительном обучении будущих руководителей // Управление персоналом. – 2008. - № 17(195). – С. 42 – 43.

УДК 658.62.018:669.292

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК СТАЛИ ПУТЕМ ОБРАБОТКИ РАСПЛАВОВ ВАНАДИЙСОДЕРЖАЩИМ ШЛАКОМ С ПРОДУВКОЙ ГАЗООБРАЗНЫМ АЗОТОМ

**Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Дмитриенко В.И.,
Гизатулин Р.А., Ефименко Ю.А.**

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

В мировой практике производства сталей неизменной является тенденция замены ряда углеродистых сталей на экономичные ресурсосбере-

гающие высокопрочные микролегированные стали. В качестве микролегирующих (модифицирующих) добавок используют ванадий, титан, ниобий, редкоземельные металлы, щелочноземельные металлы (барий, стронций) и др. Наиболее востребованным микролегирующим элементом является ванадий. Причиной такой востребованности стала эффективность легирования ванадием для получения металла с высокими служебными свойствами. Для России его значимость особенно высока, так как этот металл заменяет вольфрам, молибден, никель и ниобий, запасы которых ограничены.

В настоящее время состояние металлургии характеризуется широким внедрением высокопроизводительных комплексов на базе дуговой сталеплавильной печи, поиском новых материалов и технологических приемов, позволяющих обеспечить высоким качеством показатели готового металла, а также уменьшить затраты на производство.

Ванадий является легирующим элементом, вызывающим измельчение зерна и дисперсионное твердение стали. Измельчение зерна улучшает прочность и вязкость стали, мелкодисперсные выделения увеличивают прочность за счет некоторой потери вязкости, но при измельченном зерне улучшается свариваемость сталей. Образование карбонитридов ванадия позволяет нейтрализовать негативное влияние азота и перевести его в разряд микролегирующих элементов, играющего решающую роль в легированных ванадием сталях для усиления их дисперсионного упрочнения. Кроме того, размер рекристаллизованного аустенитного зерна сталей, легированных ванадием, является постоянным в широком спектре температур. Поэтому свойства таких сталей нечувствительны к изменениям температуры прокатки. По сравнению с ниобием и титаном, как легирующими элементами, ванадий имеет следующие преимущества: более высокую растворимость карбонитридов в аустените; возможность получения мелкого аустенитного зерна, без торможения процессов рекристаллизации, так как выделение ванадиевых фаз происходит ниже температуры окончания прокатки; возможно применение менее затратной высокотемпературной контролируемой прокатки; легированные ванадием стали в значительно меньшей степени подвержены горячему растрескиванию в процессе изгиба и распрямления непрерывнолитой заготовки. Ванадиевая сталь даже с высоким содержанием азота имеет хорошую прочность и вязкость в зоне термического влияния сварки при правильном подборе параметров сварки.

Ценность ванадия, как измельчающего зерно и вызывающего дисперсионное твердение элемента, усиливается в присутствии азота. Использование молекулярного азота для насыщения стали представляет значительный интерес ввиду его низкой стоимости и простоты процесса. Ванадий превращает азот из вредной примеси в легирующий элемент, что особенно важно для сталей, выплавляемых в электродуговых печах.

Примерно 70 – 80 % производимого ванадия используется в качестве легирующего элемента для сталей следующего сортамента:

- высокопрочные строительные стали для сварных металлических

конструкций;

- машиностроительные улучшаемые стали, рессорно-пружинные стали;
- жаропрочные стали и сплавы;
- высокопрочные немагнитные стали;
- инструментальные и подшипниковые стали;
- низколегированные стали для литых деталей ответственного назначения;
- стали для железнодорожного транспорта.

В горячекатаной низкоуглеродистой стали легирование ванадием увеличивает предел текучести до 70 %. Стали имеют более высокий уровень пластичности и меньшую склонность к образованию трещин в горячем состоянии, что является важным фактором при непрерывной разливке металла.

Результаты ряда исследований свидетельствуют, что микролегирование арматурных марганцовистых сталей ванадием и азотом позволяет получить уникальный комплекс свойств после прокатки и охлаждения: высокий уровень механических характеристик; высокое сопротивление хрупкому разрушению и высокую трещиностойкость; низкую чувствительность к коррозионному воздействию; высокое сопротивление повышенным температурам (огнестойкость); высокую циклическую вязкость, обеспечивающую сейсмическую устойчивость; устойчивость к механическому старению; гарантированную свариваемость. Данные свойства обеспечиваются созданием мелкозернистой структуры, процессами дисперсионного твердения за счет выделения ультравысокодисперсной нитридной фазы и глобуляризацией неметаллических включений.

При выплавке машиностроительных сталей введение ванадия обеспечивает равномерное распределение твердости и механических свойств по сечению детали. Эти стали имеют высокую стойкость переохлажденного аустенита и глубокую прокаливаемость. Более высокое сопротивление усталостному разрушению стали может быть обусловлено наличием карбонитридов, препятствующих возникновению перенапряженных участков, что уменьшает возможность зарождения трещин и их распространению. Дисперсные карбонитриды, равномерно распределяясь в теле зерна, тормозят движение дислокаций, вызываемое прикладываемыми извне нагрузками. Кроме того, хромомолибденовые стали с ванадием являются хладостойкими, причем ударная вязкость с понижением температуры меняется плавно, а порог хладноломкости находится при температуре ниже минус 80 °С.

У жаростойких сталей легирование ванадием обеспечивает меньшую скорость ползучести и более высокую прочность, особенно в случае длительного воздействия нагрузок.

Одним из наиболее эффективных способов повышения прочности немагнитных сталей является дисперсионное упрочнение, позволяющее при оптимальном подборе типа упрочняющей фазы и ее количества, сочетать высокую прочность с достаточной пластичностью. Лучший комплекс

свойств таких сталей обеспечивают карбиды ванадия. Наилучшее сочетание прочности и пластичности у немагнитных сплавов достигается при условии полного связывания ванадия с углеродом.

В инструментальных сталях ванадий входит в состав сложных карбидов хрома, вольфрама и молибдена и образует карбид ванадия VC, имеющий наибольшую твердость, что является важным фактором при их применении. При этом ванадий образует в стали эвтектику мелкодисперсного строения, и позволяет вводить большее количество карбидной фазы без значительного ухудшения ковкости.

Легирование ванадием оказывает существенное влияние на параметры структуры и механические свойства литых сталей. Литые детали из ванадийсодержащих сталей имеют срок службы на 20 – 30 % выше по сравнению с деталями из углеродистой стали. Такие стали обладают хорошей жидкотекучестью, меньшей склонностью отливок к трещинообразованию, удовлетворительной технологичностью при отливке фасонных деталей сложной конфигурации, заварке дефектов и сварке.

Основным способом легирования ванадием является применение феррованадия, а также сплавов и лигатур, получаемых непосредственно из ванадиевого шлака, а также ванадиевый чугун, ванадиевый шлак стандартного и специального состава, ванадийсодержащий металлопродукт, получаемый при дроблении ванадиевого шлака, металлизированные окатыши и экзотермические брикеты. Последние методы, как правило, применяют при выплавке низколегированных сталей. Ванадиевый шлак, как правило, вводят в печь или ковш, используя для восстановления ванадия из шлака алюминий. Это приводит к удорожанию процесса и повышенному содержанию алюминия и неметаллических включений в металле, а также нестабильному усвоению легирующего элемента. Для получения карбонитридной фазы используют азотируемые ферросплавы, что также значительно повышает себестоимость процесса.

В производственных условиях был изучен процесс легирования стали ванадием при обработке ее ванадийсодержащим конвертерным шлаком.

В сталеплавильном производстве ОАО «Новокузнецкий металлургический комбинат» использовался ванадийсодержащий шлак для легирования рельсовой стали при выплавке ее в дуговых электросталеплавильных печах.

Выплавка металла производится по двухстадийной технологии: получение полупродукта в ДСП, внепечная обработка в агрегате ковш-печь, разливка на сортовой МНЛЗ.

В 100-т дуговых сталеплавильных печах металл расплавляли, проводили дефосфорацию, обезуглероживание, нагревали металл до заданной температуры. После этого металл выпускали в сталеразливочный ковш с отсечкой печного шлака. Во время выпуска в ковш присаживали раскислители и шлакообразующую смесь, состоящую из извести и плавикового шпата, с расчетным количеством ванадийсодержащего шлака. Материалы присаживались из совка, подвешенного на кране, после заполнения ковша металлом

на 1/4 – 1/3. Далее ковш с металлом направлялся на обработку в установку ковш-печь.

В установке ковш-печь проводили усреднительную продувку, отбирали пробы металла и шлака. После получения анализов проводили окончательное легирование металла. По ходу обработки шлак периодически раскисляли присадками 75 % ферросилиция и коксового порошка. При необходимости металл науглероживали вдуванием коксовой пыли. Продолжительность внепечной обработки составила в среднем 40 минут.

Для легирования использовали конвертерный ванадийсодержащий шлак марки ШИВд-1, с содержанием пентоксида ванадия V_2O_5 – 17,6 %.

Выплавляли сталь следующего химического состава, %:

C – 0,26-0,31; Mn – 1,35-1,50; Si – 0,25-0,40; V – не менее 0,03.

Поставка металла потребителю осуществлялась в виде непрерывнолитой заготовки.

Анализ результатов промышленного опробования показал, что восстановление ванадия из ванадийсодержащего шлака происходит в два этапа:

- первый этап – восстановление во время выпуска в ковше при формировании шлака из шлакообразующей смеси. Большая высота падения струи металла в ковш, менее компактная струя, значительное перемешивание металла и шлака в ковше способствуют лучшей кинетике процесса восстановления ванадия;

- второй этап – довосстановление ванадия во время внепечной обработки стали в установке ковш-печь. Обработка металла в УВП обеспечивает практически полное извлечение ванадия.

Сравнение этих этапов говорит о том, что основная доля ванадия переходит в металл во время выпуска – 70 – 90 % на первом этапе. Эти показатели близки данным, которые имели место при отсутствии внепечной обработки стали в установках ковш-печь.

Оценка влияния различных технологических параметров выплавки (таких как температура выпуска, содержание углерода, содержание кремния, окисленность шлака в ковше, основность шлака) на извлечение ванадия во время выпуска из печи не выявила каких либо значимых зависимостей.

С целью объяснения полученных результатов по извлечению ванадия в процессе выпуска стали, провели сравнение промышленных данных с данными термодинамических расчетов, моделирующих условия, возникающие в ковше после выпуска стали.

При реализации термодинамического моделирования использовали готовый программный продукт – программный комплекс «Терра», который позволяет на основе принципа максимума энтропии находить равновесный состав многокомпонентной, гетерогенной термодинамической системы для высокотемпературных условий.

Сопоставление практических данных по восстановлению ванадия с расчетными значениями произвели по показателю – содержания оксида ванадия в шлаке. Это один из основных прямых показателей эффективности

процесса легирования, с помощью которого можно рассчитать как коэффициент усвоения, так и оценить потери ванадия со шлаком.

Разброс реально полученных концентраций углерода составил 0,11 – 0,26 %. В этом диапазоне изменение концентрации оксида ванадия в шлаке теоретически может составить 0,01 %, что находится в пределах точности его определения.

Сопоставление практических данных с расчетными (линия – расчетные значения) показывает, что наименьшее значение VO , которое было достигнуто на некоторых плавках, отвечает состоянию равновесия. Значения по остальным плавкам располагаются выше, в зависимости от реализации приближения к равновесию из-за кинетических затруднений.

Это сравнение показывает, что в том диапазоне изменения технологических параметров, что наблюдаются при производстве сталей в реальных условиях для каждой отдельной марки стали возможно реализовать стабильный процесс извлечения ванадия без существенных колебаний при соблюдении стабильных параметров выпуска стали.

Важно отметить, что восстановительные условия, которые реализуются на практике за счет присадки раскислителей, выполняются с некоторым запасом и небольшие присадки ванадийсодержащего шлака не сказываются на общем расходе раскислителей. Так в проведенном исследовании сквозное усвоение кремния было таким же, как и на аналогичных по химическому составу плавках без использования ванадийсодержащего шлака (67 %).

Исследования загрязненности металла неметаллическими включениями показали, что легирование ванадийсодержащим конвертерным шлаком не приводит к увеличению содержания неметаллических включений.

На нескольких плавках дополнительно с использованием ванадийсодержащего шлака осуществляли микролегирование стали азотом. Для этого проводили продувку металла газообразным азотом.

Газопроводная система, установленная на агрегате ковш-печь, позволяет переключать продувку с аргона на азот, и обратно. Длительность продувки азотом через донные фурмы изменяли от 5 до 40 минут при расходе азота $40 \text{ нм}^3/\text{ч}$.

Отбор проб для определения содержания азота в стали осуществлялся до обработки стали, а также по ходу и после продувки расплава в ковше. Анализ проводили с использованием метода тигель-вакуумной плавки на газоанализаторе.

Во время продувки происходит значительное насыщение стали азотом. Прирост азота в сталь связан с общим количеством введенного в ковш газообразного азота. Концентрация азота в стали значительно возрастает при введении более 20 м^3 азота, что при расходе от 45 до $60 \text{ нм}^3/\text{ч}$ соответствует 20 минутам продувки через донную фурму. В течение этого времени содержание азота прирастает в среднем на 0,005 % и не превышает 0,015%.

При продувке стали азотом жидкий металл перемешиваясь интенсивно насыщается азотом до требуемой концентрации, обеспечивая активный про-

цесс образования нитридных нано- и мелкокристаллических фаз с присутствующим в расплаве ванадием.

Результаты микролегирования стали термостойкими карбонитридными фазами ванадия нано- и микроуровней при обработке расплава атомарным азотом показали большие возможности нанопроцессов в формировании дисперсной и чистой структуры на стадии сталеплавленного производства.

При горячей деформации металла, микролегированного карбонитридами ванадия, физика пластической деформации меняется и заключается в том, что карбонитридные устойчивые выделения (VCN, CN) нано- и микроуровней при рекристаллизации тормозят движение зернограницных дислокаций и армируют получаемую структуру в готовом прокате. Дисперсная структура, получаемая при кристаллизации жидкого металла, претерпевает вторичное измельчение в условиях пластической деформации. Такой композиционный материал, содержащий упрочняющие тугоплавкие наночастицы с низкой растворимостью в матрице и высокой устойчивостью к процессам коагуляции, имеет не только высокую прочность, но и высокую стабильную структурно-фазового состояния к температурным и температурно-силовым воздействиям.

Результаты исследований доказали, что тугоплавкие наночастицы карбонитридов, карбидов и нитридов ванадия повышают прочностные характеристики металла (таблица 1) и в особенности увеличивают стойкость рельсовой стали при пониженных температурах.

Выводы:

- для микролегирования стали ванадием можно применять ванадийсодержащий конвертерный шлак;
- загрязненность металла неметаллическими включениями при использовании ванадийсодержащего шлака не увеличивается;
- микролегирование стали ванадием из ванадийсодержащего шлака с продувкой газообразным азотом позволяет получить металл с высокими служебными свойствами.

СОДЕРЖАНИЕ

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ	3
Полторацкий Л.М., Барнаев И.А.	
Глобализация черной металлургии с учетом кризисных явлений	3
Галевский Г.В., Минцис М.Я.	
Алюминий в Новокузнецке: настоящее и будущее	11
Козырев Н. А.	
Перспективы производства рельсов из электростали.....	16
Павловец В.М., Иванов М.В.	
Формирование железорудных окатышей из труднокомкуемых шихтовых материалов	25
Афанасьев. В.К., Прудников А.Н.	
Перспективные пути развития и получения алюминиевых поршневых сплавов.....	32
Дмитриенко В.И., Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Платонов М.А.	
Использование природных и техногенных материалов при производстве стали	37
Осколкова Т.Н.	
Способы повышения эксплуатационных свойств спечённых твёрдых сплавов на основе карбида вольфрама	44
Бальцер Д.В., Павлович Л.Б.	
Утилизация стоков коксохимического производства ОАО «ЗСМК» ..	49
СЕКЦИОННЫЕ ДОКЛАДЫ.....	54
Козырев Н.А.	
Основные направления развития производства рельсов низкотемпературной надежности	54
Козырев Н.А., Дементьев В.П., Бойков Д.В., Токарев А.В.	
Новые шлакообразующие смеси для разливки стали на МНЛЗ.....	63
Годик Л.А., Козырев Н.А., Гизатулин Р.А., Нохрина О.И., Бойков Д.В.	
Освоение технологии выплавки рельсовой стали низкотемпературной надежности с пониженным содержанием водорода	66
Мартьянов Ю.А., Кадыков В.Н., Уманский А.А.	
Совершенствование технологии производства круглого проката конструкционных сталей на мелкосортном стане 250-2 ОАО «ЗСМК»	69

Кокшаров Ю.М., Лубяной Д.А.	
Исследование заваривания внутренних дефектов в сортовых заготовках, полученных на МНЛЗ ОАО «ЗСМК»	73
Романенко Ю.Е., Рожихина И.Д.	
Оценка металлургических характеристик марганцевых руд	77
Прошунин И.Е., Нохрина О.И.	
Применение марганцевого концентрата в сталеплавильном производстве.....	83
Лазаревский П.П., Рожихина И.Д.	
Изучение влияния температуры и фракционного состава на восстановление кварцитов различных месторождений.....	87
Нохрина О.И., Прошунин И.Е., Кичигина О.Ю.	
Изучение процесса выщелачивания никеля при обогащении марганцевых руд	93
Нохрина О.И., Прошунин И.Е., Горюшкина Ю.В., Кичигина О.Ю.	
Термодинамическая оценка процесса комплексного выщелачивания марганцевых руд	98
Галевский Г.В., Минцис М.Я., Кондратенко В.С.	
Технологические и экологические аспекты модернизации алюминиевых электролизеров с анодом Содерберга.....	107
Рогожников Д.А.	
Комплексное селективное извлечение цветных металлов из многокомпонентного электронного лома.....	111
Кичигина О.Ю.	
Исследование кинетики восстановления оксида никеля углеродом...	113
Юркова Е.К., Руднева В.В.	
Термодинамика высокотемпературных взаимодействий в системе кремний–углерод–водород–азот	121
Колонаков А.А., Кухаренко А.В., Деев В.Б., Селянин И.Ф., Ерукаев Д.В.	
Перспективные алюминиевые сплавы поршневой группы	125
Деев В.Б.	
Расчет параметров кристаллизации литейных алюминиевых сплавов	128
Мышляев Л.П., Циряпкина А.В., Пинаев К.В., Венгер К.Г.	
Численные исследования САР объектов с рециклом	132
Зимин В.В., Кулаков С.М., Зимин А.В.	
О стратегическом управлении конкурентоспособностью ИТ-провайдера	136

Зимин В.В., Кулаков С.М., Зимин А.В.	
Функциональная структуризация системы управления портфелем ИТ-сервисов	143
Гулевич Т.М., Андрианов О.Н., Логинов В.В., Морозов П.А.	
Весоизмерительные системы со встроенными метрологическими блоками	150
Тимофеев А.С.	
Генетический алгоритм оптимизации электромагнитной совместимости в системах электроснабжения горнодобывающих предприятий	154
Мусатова А.И., Кадыков В.Н., Кулаков С.М.	
Формирование ситуационных нормативов функционирования прокатного комплекса	158
Рудаков С.Г., Катунина А.С.	
Прибор и методика измерения свойств материалов с памятью формы	166
Рудаков С.Г., Катунина А.С.	
Оборудование для термообработки сварных соединений из никелида титана	169
Павлов Н.В., Крюков А.В., Зернин Е.А.	
Особенности дуговой сварки плавлением аустенитных коррозионностойких сталей	171
Крампит А.Г., Крампит Н.Ю., Крампит М.А.	
Использование компьютерных программ при исследовании систем импульсного питания для дуговой сварки	175
Крампит А.Г., Крампит Н.Ю.	
Моделирование процессов, протекающих в сварочном контуре, при помощи компьютерных программ.....	178
Малушин Н.Н.	
Обоснование выбора наплавочных материалов для упрочнения деталей металлургического оборудования	183
Кузнецов М.А., Колмогоров Д.Е., Сабиров И.Р.	
Новые материалы в сварочном производстве.....	187
Степанов А.П., Сотокина Ю.В.	
Дискретная структура катодного пятна и токопроводящего канала электрической дуги	192

Ильященко Д.П., Смолянин А. А., Коинов А.В.	
Влияния типа источника питания при дуговой сварке плавлением на химический состав сварного шва и механические свойства сварного соединения	197
Игушев В.Ф., Вострецов Г.Н. Журавлев А.Е.	
Легирование быстрорежущих сталей азотом при плазменной наплавке	201
Полторацкий Л.М., Пронякин А.Ю.	
Производство сварочных электродов с учетом рециклинга материалов для покрытий	204
Вострецов Г.Н., Игушев В.Ф.	
Термический цикл наплавки теплостойкими инструментальными сталями высокой твердости	206
Лебошкин Б.М., Гордин С.О., Полторацкий Л.М., Рудаков С.Г.	
Освоение новой технологии покрытий электродов марки МР-ЗР	209
Лебошкин Б.М., Гордин С.О., Полторацкий Л.М., Рудаков С.Г.	
Освоение технологии приготовления смазки для волочения сварочной проволоки диаметром менее 2 мм.....	211
Полторацкий Л.М., Рудаков С.Г.	
Потери технологической пластичности сварочной проволоки при насыщении ее водородом	213
Лебошкин Б.М., Гордин С.О., Полторацкий Л.М., Рудаков С.Г.	
Сварочные электроды марки Запсиб УОНИ-13/55	216
Тюменцев И.Г., Полищук С.В., Тюменцев М.И.	
Влияние продольного магнитного поля на формирование первичной структуры металла шва	218
Козырев Н. А., Нохрина О.И., Дементьев В.П., Гизатулин Р.А.	
Повышение надежности сварного стыка объемно-закаленных рельсов низкотемпературной надежности из электростали.....	222
Малушин Н.Н., Козырева О.Е.	
Требования к качеству выполнения наплавочных работ при изготовлении деталей металлургического оборудования	225
Попова М.В., Кривичева Н.В.	
Влияние термической обработки на тепловое расширение легированных сплавов системы Al-15%Si	230
Панамарев В.А.	
О соотношениях на числовые характеристики в кинетических уравнениях ползучести металлов и сплавов	234

Шорохова О.В., Осколкова Т.Н.	
Применение водополимерной охлаждающей среды «Термовит-М» для закалки низколегированной стали марки 65Г	238
Романов Д.А., Будовских Е.А., Громов В.Е.	
Рельеф поверхности и структура электровзрывных композиционных поверхностных слоев системы титан-бор-медь	241
Жмакин Ю.Д., Загуляев Д.В., Коновалов С.В., Кузнецов В.А., Громов В.Е.	
Автоматизированный регулируемый генератор мощных токовых импульсов	246
Жмакин Ю.Д., Романов Д.А., Будовских Е.А., Кузнецов В.А., Громов В.Е.	
Электровзрывная установка на быстродействующих тиристорах для модификации поверхности материалов	251
Климов А.С., Филиппова М.В., Перетяцько В.Н.	
Шаропрокатный стан	255
Перетяцько В.Н., Климов А.С., Филиппова М.В., Федоров А.А.	
Калибровка валков шаропрокатного стана	258
Почетуха В.В., Перетяцько В.Н.	
Влияние температуры и скорости деформации на пластичность и сопротивление деформации силуминов в литом и кованом состоянии с процентным содержанием 20% Si в зависимости от способа приготовления	265
Медведская О.О., Павлович Л.Б.	
Каталитическая очистка газообразных выбросов от полициклических ароматических углеводородов	268
Булис Т.А., Фархутдинова Ю.Г., Павлович Л.Б.	
Совершенствование технологии очистки сточных вод сталепрокатного производства	274
Драничников Н.А., Зырянов И.А.	
Утилизация остеклованных микросфер из золоотвалов ТЭЦ и ГРЭС	278
Петров Е.В., Левкина О.М., Муратов В.М.	
Реорганизация обучения и развития персонала предприятий	280
Новиков А.С., Фокин К.Б.	
Управление кадровым потенциалом организации через развитие системы внутреннего рекрутинга	284

Фокин К.Б., Бисеров Р.Ю.	
Разработка математической модели прогнозирования текучести кадров на основе анализа влияния различных факторов.....	290
Галевский С.Г.	
Критерии оценки несостоятельности фирмы	295
Милованов М.М.	
Использование функционально-стоимостного анализа как основы для разработки системы менеджмента качества предприятия.....	299
Галевский С.Г.	
Модель оценки несостоятельности фирмы.....	302
Рогачева М.А.	
Переработка промышленных отходов как направление диверсификации экономики города Новокузнецка	304
Зайнутдинов Х.Ф.	
К вопросу о экономическом регулировании природопользования и охраной окружающей среды	307
Фокин К.Б.	
К вопросу расчета затрат на подготовку персонала.....	310
Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Дмитриенко В.И., Гизатулин Р.А., Ефименко Ю.А.	
Повышение качества и эксплуатационных характеристик стали путем обработки расплавов ванадийсодержащим шлаком с продувкой газообразным азотом	317

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального
образования «Сибирский государственный индустриальный университет»
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Типография СибГИУ