

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Сибирский государственный индустриальный университет

*Посвящается 90-летию Сибирского
государственного индустриального университета*

**МЕТАЛЛУРГИЯ:
ТЕХНОЛОГИИ, ИННОВАЦИИ, КАЧЕСТВО
«Металлургия – 2019»**

23 – 24 октября 2019 г.

*Труды
XXI Международной научно-практической конференции
Часть 1*

**Новокузнецк
2019**

УДК 669(06)+658.012.056(06)
М 540

Редакционная коллегия
академик РАН Л.А. Смирнов, д.т.н., профессор Е.В. Протопопов,
д.т.н., профессор М.В. Темлянцев, д.т.н., профессор Г.В. Галевский,
д.т.н., профессор Н.А. Козырев, д.т.н., профессор А.Р. Фастыковский,
к.т.н., доцент С.Г. Коротков

М 540 Металлургия: технологии, инновации, качество : труды XXI Международной
научно-практической конференции: в 2-х ч. Ч. 1 / под ред. Е.В. Протопопова;
Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2019. – 404 с. : ил.

ISSN 2542-1670

Труды конференции включают доклады по актуальным вопросам теории и
технологии производства, обработки и сварки металлов, энергоресурсосбережения,
рециклинга и экологии в металлургии.

ОРГАНИЗАТОРЫ И ПАРТНЕРЫ КОНФЕРЕНЦИИ

Администрация Кемеровской области
ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет»
АО «ЕВРАЗ ЗСМК»
АО «Русал Новокузнецк»
АО «Кузнецкие ферросплавы»
ОАО «Черметинформация»
Издательство Сибирского отделения РАН
Журнал «Известия вузов. Черная металлургия»
Журнал «Вестник СибГИУ»
Журнал «IOP conference series: materials science and engineering»
АО «Кузбасский технопарк»
Западно – Сибирское отделение Российской Академии естественных наук
Совет молодых ученых Кузбасса

ISSN 2542-1670

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2019

Уважаемые коллеги!

Организационный комитет приветствует участников XXI Международной научно-практической конференции «Металлургия: технологии, инновации, качество». Впервые конференция была проведена в 1997 г. и в последующие десятилетия приобрела популярность и известность не только в Кузбассе и России, но и в странах ближнего и дальнего зарубежья. Отмечается постоянный интерес к результатам ее работы со стороны зарубежных ученых, менеджеров, профильных исследовательских центров и фирм. Традиционно, осенью, на несколько дней Сибирский государственный индустриальный университет превращается в площадку оживленных дискуссий, профессионального обсуждения и ознакомления научной и производственной общности с новейшими результатами исследований и технологических решений в области производства, обработки, сварки металлов и композиционных материалов, ресурсосбережения, рециклинга и экологии, на которой определяются доминирующие современные тенденции и обосновываются прогнозы на перспективу.

В работе конференции приняли участие ученые – металлурги и ведущие специалисты промышленных предприятий России, Китая, Японии, Великобритании, Германии, Бразилии, Австрии, Израиля, Польши, Казахстана, Кыргызстана, Таджикистана, Узбекистана, Украины, Беларуси, Латвии, представляющие 80 образовательных и научных организаций, промышленных предприятий из 40 городов России и зарубежья, направивших в адрес организационного комитета 155 докладов.

Организационный комитет выражает благодарность всем участникам конференции за высокую активность, творческое, эффективное взаимодействие и партнерство и надеется, что обмен опытом, высокопрофессиональное обсуждение актуальных научных проблем станут мощным толчком к их эффективному решению, а труды конференции внесут весомый вклад в пропаганду передовых достижений мировой и отечественной металлургии.

СЕКЦИЯ 1: ФУНДАМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ, ТЕОРИЯ, МОДЕЛИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

УДК 669.01(075.8)

МЕТАЛЛУРГИЯ КУЗБАССА: НАСТОЯЩЕЕ И БУДУЩЕЕ

Протопопов Е.В., Темлянец М.В., Галевский Г.В., Козырев Н.А.,
Коротков С.Г., Фастыковский А.Р.

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

Аннотация. Рассмотрена характеристика металлургических производств и металлопродукции предприятий Кузбасса, их теплоэнергетическое обеспечение, экологическая безопасность, подготовка для них кадров, направления их инновационного развития. Подтверждено, что металлургия Кузбасса составляет основу сибирской металлургической базы России. Металлургический комплекс Кузбасса включает 7 предприятий. На территории области функционирует 7 металлургических предприятий, среди которых безусловным лидером является ЗСМК. В структуре промышленного сектора Кузбасса металлургия занимает 2-е место с объемом 26,6 %.

Ключевые слова: металлургия, сталеплавильное и прокатное производство, производство алюминия и ферросплавов.

METALLURGY OF KUZBASS: PRESENT AND FUTURE

Protopopov E.V., Temlyantsev M.V., Galevsky G.V., Kozyrev N.A.,
Korotkov S.G., Fastyskovsky A.R.

Siberian state industrial university, Novokuznetsk, Russia, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru

Abstract. Characteristic of metallurgical productions and steel products of the enterprises of Kuzbass, their heat power providing, environmental safety, preparation for them of shots, the directions of their innovative development is considered. It is confirmed that the metallurgy of Kuzbass makes a basis of the Siberian metallurgical base of Russia. The metallurgical complex of Kuzbass includes 7 enterprises. In the territory of area 7 metallurgical enterprises among which an undisputed leader is ZSMK function. In structure of the industrial sector of Kuzbass the metallurgy takes the 2nd place with a capacity of 26,6 %.

Keywords: metallurgy, steel-smelting and rolling production, aluminum production and ferroalloys.

Исторические традиции, рудная база, обеспечение национальных интересов, протяженность территории предопределили формирование и развитие в России трех металлургических баз: центральной, уральской и сибирской. Основу сибирской базы составляет металлургия Кузбасса.

В структуре промышленного областного сектора металлургия занимает 2-е место после угледобычи и переработки с объемом 26,6 % от выручки ПС. Эти две отрасли обеспечивают общероссийские приоритеты Кемеровской области в производстве таких важнейших видов промышленной продукции, как трамвайные рельсы – 100 %, магистральные рельсы – 65 %, уголь и угольный концентрат – 58,5 %, ферросилиций – 52,6 %, прокат – 10,7 %, сталь

– 9,9 %. Metallургический комплекс включает семь предприятий и географически размещен в трех городах: Новокузнецк, Гурьевск, Юрга. Metallургической столицей Кузбасса является Новокузнецк. На территории города функционируют 4 metallургических предприятия, среди которых ЗСМК является безусловным лидером.

Характеристика metallургических производств и металлопродукции

АО «ЕВРАЗ Западно-Сибирский metallургический комбинат» - предприятие полного цикла, включает коксоаглодоменное, сталеплавильное, рельсовое и прокатное производства.

Коксохимическое производство комбината – одно из крупнейших коксохимических предприятий России - основано в 1963 году и стало первым из введенных в действие производств Запсиба, на котором получена первая в истории комбината продукция – кокс 6% влажности.

В настоящее время в состав КХП ЕВРАЗ ЗСМК входят 4 технологических цеха: углеподготовки, обогащения угля, коксовый, химического улавливания и производства коксохимической продукции. Ежегодно КХП производит более 3,5 млн. тонн кокса, основным потребителем которого (более 80 %) является доменное производство. Часть кокса потребляет агломерационная фабрика комбината, остальной реализуется сторонним организациям. Большим спросом у внешних потребителей пользуется побочная продукция: сульфат аммония, нафталин, каменноугольный пек, каменноугольное масло, бензол, толуол, сольвент, антраценовая фракция и другие (более 20 наименований). ЕВРАЗ ЗСМК производит ежемесячно более 8 тыс. т смолы, 3 тыс. т сырого бензола, 2,5 тыс. т сульфата аммония.

В составе **доменного производства** функционируют 3 доменные печи с суммарным рабочим объемом 8000 м³. С 2014 года в производстве чугуна используется пылеугольное топливо. Комбинат одним из первых в России внедрил эту передовую технологию.

В 2019 году производство чугуна планируется на уровне 6 – 6,1 млн. т. Для этого необходимо 9,5 – 10 млн. т железорудных материалов. Из них порядка 75 % будет приходиться на агломерат собственного производства, а 25 % - на окатыши, преимущественно приобретаемые на российском рынке железорудного сырья.

Потребность в коксе составляет 2,6 – 3 млн. т. Кокс производят из угля шахт и разрезов дивизиона «Уголь». Для повышения доли собственного железорудного сырья реализуется проект реконструкции Таштагольского рудника с объемом инвестиций 6,8 млн. руб.

Сталеплавильное производство включает 2 кислородно-конвертерных цеха.

В кислородно-конвертерном цехе № 1 сталь выплавляется в трех конвертерах емкостью 160 т. Производительность цеха в 2018 г. составила 2057000 т стали, разливка стали осуществляется в изложницы. В кислородно-конвертерном цехе № 2 сталь выплавляется в двух конвертерах емкостью 350 т. Производительность цеха в 2018 г. составила 3919000 т стали. Разливка стали осуществляется в изложницы и на двух машинах непрерывного литья с получением заготовок сечением 150×150 мм, 150×200 мм, 200 (250)×1050-1750 мм.

Рельсовое производство включает электросталеплавильный и рельсобалочный цехи.

Электросталеплавильный цех обеспечивает заготовкой рельсобалочный и шаропрокатные станы. Цех с современным уровнем автоматизации и механизации, оснащен высокотехнологичным оборудованием, позволяющим производить сверхчистые стали. Проектное решение цеха обеспечивает высокопроизводительную работу, а используемая технология соответствует самым передовым высокорентабельным электросталеплавильным технологическим процессам. Две современные дуговые электросталеплавильные печи мощностью 95 МВА оснащены системами газокислородных горелок и вспенивания шлака в печи, работают по технологии с отсечкой печного шлака и оставлением части металла и печного шлака в печи, обеспечивают низкий расход электроэнергии, электродов и металлошихты. Выпускаемый из печи металл обрабатывается на двух агрегатах комплексной обработки стали «печь-ковш» и высокопроизводительном ковшевом вакууматоре, в результате чего производятся стали с низким содержанием водорода и кислорода, а также сверхнизким уровнем оксидных неметаллических включений. Подготовленная жидкая сталь разливается на реконструиро-

ванных по последнему слову техники двух блюмовых МНЛЗ, оборудованных системой защиты металла от вторичного окисления и системой электромагнитного перемешивания. Цех обеспечивает производство 1,4 млн. т непрерывнолитой заготовки качественных и высококачественных сталей в год.

Рельсобалочный цех производит продукцию рельсового и строительного сортамента. Завершенная в 2013 году реконструкция рельсобалочного цеха позволила производить в одном цехе все виды рельсов: магистральные, трамвайные, подкрановые, остряковые и рельсы для метрополитена. Рельсобалочный цех первым в России освоил технологию дифференцированной закалки и получил сертификат на дифференцированно-термоупрочнённые рельсы длиной до 100 метров. Эти рельсы обладают повышенной износостойкостью и улучшенными эксплуатационными характеристиками. Также возможности нового прокатного стана позволяют производить продукцию строительного сортамента: балки, швеллеры, шпунт, квадратную и круглую заготовку. Объем производства около 1 млн. т проката в год.

Прокатное производство включает блюминг, непрерывный заготовочный стан, два непрерывных мелкосортных стана, непрерывный проволочный стан, шаропрокатный стан и ориентировано на производство строительного проката (арматура, балки, швеллеры, уголки и др.) в объемах до 4,2 млн. т в год. Большинство прокатных станов комбината введено в эксплуатацию до 70-х годов и предусматривает использование катанной заготовки. Данная технология на большинстве металлургических предприятий заменена на более прогрессивную, использующую непрерывно литые заготовки. В этом направлении работа на комбинате ведется, но недостаточно активно. Это связано с трудностями освоения более крупной литой заготовки на мелкосортных и проволочном станах, которые исчерпали все возможности по увеличению суммарного коэффициента вытяжки. Необходимо использование современной технологии прокатки-разделения для увеличения суммарного коэффициента вытяжки без увеличения количества прокатных клетей.

АО «Гурьевский металлургический завод» - патриарх сибирской и Кузбасской металлургии – функционирует с 1816 г. сначала как производитель меди и серебра, а с 1840 г. – железа и его сплавов. Сталеплавильные мощности завода позволяют выпускать до 210 тысяч т стали в год в двух мартеновских печах. Сортопрокатное производство отличается от других аналогичных линейным станом, а шаропрокатная линия оборудована комплексами мощностью более 200 тысяч тонн в год. От 16 до 23 % минерального сырья в России и СНГ сегодня измельчается шарами, произведенными в Гурьевске. Широкий ассортимент такой продукции позволяет горно-обогащительным, цементным и другим предприятиям устанавливать оптимальные параметры работы мельниц на всех стадиях измельчения. Единственный в России завод, который выпускает шары диаметром 25 мм, использующиеся в золоторудной промышленности. В октябре 2007 года была пущена в эксплуатацию отпускная печь, которая не имеет аналогов в России, что позволило заводу наладить выпуск шаров повышенной объемной твердости и стать их единственным в России поставщиком.

АО «Кузнецкие ферросплавы» является одним из крупнейших в России производителей ферросилиция. История предприятия ведется с 1942 года. Основу производственной базы предприятия составляют три цеха по производству ферросилиция, цех по производству гранулированного ферросилиция и электродной массы, цех по переработке и фракционированию ферросилиция.

В настоящее время на долю предприятия приходится 52% от общероссийского объема производства ферросилиция. Он используется в металлургии, машиностроении, химической промышленности. АО «Кузнецкие ферросплавы» - единственное российское предприятие, освоившее производство высококачественного уплотненного микрокремнезема — ценного материала для строительной промышленности, используемого для получения бетонов нового поколения со специальными свойствами: сверхвысокопрочные, повышенные морозо-, сульфато- и коррозионная стойкость, водонепроницаемость. При использовании микрокремнезема появляется возможность экономии цемента в бетонах без потери их технологических свойств. Микрокремнезем нашел широкое применение при производстве сухих строитель-

ных смесей, огнеупорных материалов, керамик, пластических масс. В сталеплавильном производстве микрокремнезем используется как эффективный заменитель асбестита для утепления изложниц, сталь- и промковшей в процессе разлива стали.

Значительная часть выпускаемой продукции реализуется на внешнем рынке. По итогам года АО «Кузнецкие ферросплавы» поставили на экспорт более 50% произведенного ферросилиция. Основные покупатели российского ферросилиция — Япония, Нидерланды, Южная Корея и Турция.

В 2011 году введен в строй "Юргинский ферросплавный завод" — филиал АО Кузнецкие ферросплавы с четырьмя печными агрегатами и полным циклом - производством продукции и переработкой отходов.

Все производство в Новокузнецке и в Юрге - безотходное. На всех печах предприятия внедрена система газоочистки, отвечающая мировым экологическим стандартам, обеспечивающая практически полное улавливание и очистку печных газов, исключая их выбросы в атмосферу и в производственные помещения. В результате всех принятых мер с 2003 года количество вредных выбросов предприятия в атмосферу сократилось до 7 тонн в год, или на 93 %.

ООО «Западно-Сибирский электрометаллургический завод» — самое современное металлургическое предприятие Кузбасса. Завод пущен в эксплуатацию в 2014 году для производства ферросплавов: ферросиликомарганца, ферросилиция, комплексных ферросплавов на основе кремния и марганца. Наряду с традиционными ферросплавами на предприятии выпускают высокотехнологичный продукт — ферросплавы премиум-класса. Применение таких ферросплавов при производстве рельсов значительно улучшает их качественные характеристики. Вся производимая на заводе продукция сертифицирована. На предприятии работают четыре руднотермические печи марок РКО-9МВА и РКО-8,5МВА. Мощность Западно-Сибирского электрометаллургического завода по выплавке высококачественного ферросиликомарганца с низким содержанием фосфора составляет 53 тыс. тонн в год. Основным потребителем продукции (75% от общего объема) является АО «ЕВРАЗ ЗСМК», остальное поставляется на другие предприятия страны. Доля предприятия на российском рынке ферросиликомарганца составляет 9%, ферросилиция – 3%.

В настоящее время электрометаллургический завод – единственное металлургическое предприятие Кузбасса, реализующее безотходную технологию. Образующиеся при производстве ферросплавов шлаки и уловленная газоочистными сооружениями пыль в процессе производства перерабатываются в товарную продукцию. Пыль от производства марганцевых сплавов, улавливаемая эффективными рукавными фильтрами, в полном объеме окомковывается и возвращается в производство. Уловленная пыль от производства кремнистых сплавов упаковывается и реализуется как товарная продукция: микрокремнезем марок 85 и 65. Шлак от производства кремнистых сплавов 100 % используется в производстве ферросиликомарганца, а шлак от производства марганцевых сплавов после остывания дробится, сортируется и реализуется потребителю как смесь щебеночно-песчаная и щебень шлаковый для дорожного строительства.

АО «РУСАЛ Новокузнецкий алюминиевый завод» - первый в Сибири алюминиевый завод, первая очередь которого введена в эксплуатацию в 1943 г., вторая – в 1961 г. В течение последних 15 лет завод находился в состоянии остановки низкопроизводительного и экологически неэффективного производства первой очереди, реструктуризации, модернизации и технологического развития второй очереди. В настоящее время завод функционирует в составе электролизного и литейного производств.

Производство алюминия-сырца осуществляется на электролизерах с верхним токоподводом, а также на электролизерах с предварительно обожженными анодами. Всего установлено 531 электролизер на 3-х сериях электролиза, из них 337 электролизеров С-3, 174 электролизера С-8БМ, 16 электролизеров РА-167 и 6 электролизеров С-8БМЭ. Электролизеры С-8БМЭ и РА-167 электролизеры нового типа, установка которых производится в рамках экологической модернизации предприятия. Серии электролиза № 6 и № 7, оснащенные элект-

тролизерами С-3, эксплуатируются на силе тока 141 кА, а серия № 8 – электролизеры С-8БМ – 172 кА. Годовой объем производства алюминия-сырца составляет 210 тыс. тонн.

В состав оборудования литейного производства входят: 4 индукционные печи ИАТ 6М2, 8 миксеров электрических отражательных, 2 машины полунепрерывного литья, 6 конвейеров литейных разливочных, автоматическая линия «Brochot», литейная машина по производству цилиндрических слитков «Wagstaff», печь непрерывной гомогенизации и порезки цилиндрических слитков «Hertwich». Литейное оборудование оснащено системами очистки расплава при литье, а используемое аналитическое оборудование физической лаборатории позволяет выполнять широкий спектр анализов производимой продукции.

Основная продукция литейного производства – цилиндрические слитки и мелкая чушка от 6 до 22 кг. Порядка 70 % продукции составляют сплавы, в том числе многокомпонентные. На отечественный рынок и в страны СНГ поставляется порядка 52,7 % продукции завода. На экспорт поставляется около 47,2 % продукции.

Затраты на выполнение природоохранных мероприятий за 2007 – 2017 гг. составили 1,835 млрд. рублей. За этот период завод снизил объем выбросов в атмосферу в 1,74 раза и перешел на бессточную систему водооборота.

Дальнейшее развитие завода планируется за счет конверсии действующей технологии производства алюминия на электролизеры с предварительно обожженными анодами РА-167 и электролизеры ЭкоСодерберг С-8БМЭ, а также оснащения всех серий электролиза газоочистными установками «сухого» типа.

Теплоэнергетическое обеспечение металлургии Кузбасса

Производство металлургической продукции является достаточно энергоемким. В лидирующую группу входит продукция электротермических производств – алюминий и ферросплавы. Потребление электроэнергии металлургическими предприятиями составляет 28,5 % от общего потребления электроэнергии по Кузбассу и по предприятиям распределено следующим образом – от 10 % для Новокузнецкого алюминиевого завода до 0,15 % для Гурьевского металлургического завода. Анализ структуры и генерирующих мощностей ТЭК Кузбасса показывает, что на его территории работают 8 ТЭЦ и 2 блок-станции суммарной установленной мощностью 4979 МВт, что подтверждает гарантированное обеспечение металлургических предприятий теплоэнергетическими ресурсами на необходимом уровне.

Повышение экологической безопасности металлургии Кузбасса

В течение последних 10 – 15 лет на металлургических предприятиях Кузбасса реализован целый ряд природоохранных программ. Это привело к снижению выбросов в воздушный бассейн в 1,3 – 1,7 раза, и забора свежей воды при значительном расширении оборотного повторно-последовательного водоснабжения.

В 2017 г. выбросы предприятиями Кемеровской области основных загрязняющих веществ составили 1 млн. 487 тыс. т, в т.ч. твердых веществ 146,5 тыс. т. Общий вклад металлургических предприятий составил 19,6 %. По выбросу ряда специфических загрязняющих веществ металлургические предприятия остаются единственными источниками. В 2017 г. объем забранной свежей воды снижен до 142,27 млн. м³, что составляет 7,2 % от объема воды оборотного повторно-последовательного водоснабжения (1965,15 млн. м³). Управляющими компаниями подтверждено финансирование природоохранных мероприятий металлургических предприятий на ближайшие 3 года.

Подготовка кадров для металлургии Кузбасса

Доля трудоспособного населения Кузбасса составляет 55,4 %, а доля получающих профессиональное образование – 21,7 % от населения моложе трудоспособного возраста.

В настоящее время на металлургических предприятиях занято практически 29 тыс. человек, что составляет ~ 2 % от трудоспособного населения Кузбасса. В настоящее время сложилась многоуровневая система подготовки металлургических кадров : обучение рабочим профессиям в условиях производства; подготовка специалистов среднего звена главным образом усилиями Кузнецкого металлургического и Кузнецкого индустриального техникумов; подготовка специалистов с высшим образованием в основном Сибирским государ-

ственным индустриальным университетом. Университет реализует более 100 программ высшего образования и готовит кадры для современной металлургии и её развитой инфраструктуры. Университет является вторым после Уральского федерального университета вузом России и зарубежья по подготовке кадров для металлургических компаний.

Направления инновационного развития металлургического производства Кузбасса

В ближайших планах металлургических предприятий Кузбасса – модернизация производства, которая требует научно-исследовательских изысканий и плотной совместной работы ученых-металлургов и производственников.

В рамках научно-технологического сотрудничества СибГИУ – металлургический комплекс для обеспечения Кузбасса и России новыми видами востребованной металлопродукции и повышения уровня экологической безопасности представляются приоритетными следующие направления работы:

- 1) Совершенствование в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» технологических процессов производства рельсовой стали с целью повышения качества металлопродукции;
- 2) Исследование процессов формирования непрерывнолитого слитка и обеспечение качества при разливке стали и производстве листовой металлопродукции на литейно-прокатном комплексе в условиях ЕВРАЗ ЗСМК;
- 3) Технологическое возрождение в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» малотоннажного производства нержавеющей и специальных сталей.
- 4) Освоение в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» современной технологии прокатки – разделения для увеличения суммарного коэффициента вытяжки без увеличения количества прокатных клетей;
- 5) Организация и освоение в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» производства горячекатаного металлического листа;
- 6) Организация и освоение в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» производства сварных труб;
- 7) Разработка и освоение в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» технологии производства длинномерных профилей волочением для использования в качестве арматуры;
- 8) Разработка и освоение в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» технологии контактной стыковой сварки дифференциально термоупрочненных железнодорожных рельсов в длинномерные (до 800 м) плети;
- 9) Конверсия реализуемой АО «РУСАЛ Новокузнецк» технологии с установкой электролизеров РА-167 и С-8БМЭ «ЭкоСодерберг»;
- 10) Пуск в Кузбассе технологической линии по переработке аккумуляторных батарей.

УДК 669.184

СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО: СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ

Протопопов Е.В., Калиногорский А.Н., Ганзер Л.А.

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

Аннотация. Выполнен анализ современного состояния и направлений развития сталеплавленного производства. Рассмотрены основные тенденции изменения производственно-технических и экономических показателей выплавки стали в российской металлургии. Определены основные направления совершенствования технологических процессов.

Ключевые слова: структура производства стали, конвертер, дуговая сталеплавильная печь, внепечная обработка, непрерывная разливка, энергоёмкость стали, расход металлошихты, качество продукции.

STEELMAKING INDUSTRY: MODERN CONDITION AND IMPROVEMENT DIRECTIONS

Protopopov E.V., Ganzer L.A., Kalinogorskiy A.N.

Siberian State Industrial University, Novokuznetsk, Russia, protopopov@sibsiu.ru

Abstract. The analysis of the current state and trends in the development of steelmaking is performed. The main trends of changes in production, technical and economic indicators of steel production in the Russian metallurgy are considered. The main directions of improvement of technological processes are determined.

Key words: steelmaking structure, BOF, EAF, secondary steelmaking, continuous casting, energy consumption of steel, consumption of metal charge, product quality.

Металлургия России занимает передовые позиции в мировом производстве стали, которое в 2018 г., по данным World Steel Association (WSA), увеличилось на 4,6 % по сравнению с 2017 г [1].

При этом Китай, с объемом производства 928,3 млн. т, остается лидером по выпуску стали. Индия заняла вторую позицию и увеличила производство на 4,9 %, до 106,5 млн. т, обогнав Японию, где производство снизилось на 0,3 %. США удерживают четвертую позицию – 86,7 млн. т, рост на 6,2 %.. Россия переместилась на шестую позицию, после Южной Кореи, с объемом выпуска 71,8 млн. т, что составляет 4 % общемирового производства (таблица 1).

Конвертерный процесс является основным способом производства стали в мире. В конвертерах производится более 60 % мирового производства стали, что обусловлено высокой производительностью, достаточно высокой стойкостью футеровки, относительной простотой конструкции и эксплуатации оборудования, технологической гибкостью по составам перерабатываемых чугунов. При этом изменение рынка металлического лома привело к снижению себестоимости производства конвертерной стали по сравнению с электросталью.

Таблица 1 – Производство стали в регионах мира, млн. т. [2]

Регион, страна	2017 г.	2018 г.
Мировое производство (по данным 66 стран)	1729,8	1808,6
В том числе Европа (включая СНГ)	311,7	311,8
В том числе:		
ЕС (28 стран)	168,5	168,1
СНГ	100,9	101,3
в том числе:		
Россия	71,3	71,8
Украина	21,3	21,1
Северная Америка	115,8	120,5
Латинская Америка, Африка, Ближний Восток	93,3	98,9
Азия	1203,2	1271,1
В том числе Китай	870,9	928,3
Океания	6,0	6,3

В российской металлургии сейчас работают 8 кислородно-конвертерных цехов с 23 конвертерами, из них 10 – объемом 300 – 350 т, 13 – 160 т. Производство стали кислородно-конвертерным способом в 2018 г. немного снизилось и составило 64,1 %, а электростали увеличилось до 33,7 %. С выводом мощностей на Выксунском металлургическом заводе выплавка мартеновской стали сократилась по итогам года до 2,2 %. Увеличился объем непрерывной разливки стали. Активно внедрялась внепечная обработка стали – вырос объем стали, обработанной в агрегатах ковш-печь, а также объем вакуумированной стали [3].

Изменение структуры сталеплавильных переделов в отрасли позволило в целом сни-

зить расход металлошихты на производство стали на 0,8 кг/т. В составе металлошихты снижен расход чугуна на 10,8 кг/т, несколько увеличен расход стального лома. Остальные составляющие металлошихты существенно не изменились.

В работе конвертерных цехов сохраняется устойчивая тенденция снижения расхода чугуна. Наибольшее снижение достигнуто в конвертерных цехах ММК (-10,3 кг/т), ЧерМК (-20,1 кг/т) и ЧелМК (-21,5 кг/т). В целом по отрасли снижение расхода чугуна на производство конвертерной стали составило 7,8 кг/т (таблица 2).

Как следствие, удельная энергоемкость конвертерной стали снижена, по сравнению с 2017 г. во всех конвертерных цехах отрасли. Минимальную удельную энергоемкость конвертерной стали по прежнему имеют ЕВРАЗ ЗСМК и ЧерМК. Высокая энергоемкость конвертерной стали на ЕВРАЗ НТМК связана с особенностями технологии выплавки стали дуплекс-процессом с целью получения ванадиевого шлака. В целом по отрасли энергоемкость конвертерной стали по итогам работы за 2018 г. составляет 614,6 кг у.т./т, что на 9,4 кг у.т./т ниже, чем за 2017 г.

Таблица 2 – Изменение удельного расхода чугуна при производстве конвертерной стали, кг/т [2]

Предприятие	2017 г.	2018 г.	Изменение
В целом по отрасли	924,1	916,3	-7,8
ЕВРАЗ ЗСМК	836,8	835,8	-1,2
ММК	891,8	881,5	-10,3
ЧерМК	893,8	873,2	-20,6
НЛМК	933,1	935,1	+2,0
ЧелМК	1030,4	1008,9	-21,5
ЕВРАЗ НТМК	1079,5	1078,7	-0,8

Особенность эксплуатации конвертеров с верхней кислородной продувкой – относительно небольшая доля (20 – 45 %) выплавки качественных и легированных сталей, что обусловлено низкой эффективностью перемешивания конвертерной ванны; неравномерностью химического состава и температуры металла; чрезмерной окисленностью металла и шлака при выплавке низкоуглеродистых сталей; некоторыми проблемами в управлении поведением ванны, особенно при вспенивании и образовании выбросов; ограниченной возможностью в плане совершенствования теплового баланса плавки.

Внедрение в 80-х годах прошлого столетия процесса с верхней продувкой кислородом и донной продувкой инертным газом обеспечило интенсификацию перемешивания ванны, контроль шлакообразования и процесса дефосфорации, повысило выход железа и марганца. Однако нанесение шлакового гарнисажа для повышения стойкости футеровки конвертеров привело к тому, что производители отказываются от донной продувки в пользу процесса ошлакования футеровки. Неотъемлемыми составными элементами современной технологии являются: использование специальных конструкций дутьевых устройств; отсечка шлака для уменьшения его попадания из конвертера в ковш во время выпуска; автоматизация процесса для обеспечения устойчивых результатов; система предотвращения выбросов для увеличения выхода годного, совершенствования управления технологическим процессом и обеспечения безопасности персонала; использование специальных моделей, позволяющих прогнозировать различные сценарии работы конвертерного цеха с позиции минимизации затрат ресурсов и времени на производство и выполнение технологических операций [3, 4].

В электросталеплавильном производстве на предприятиях с полным металлургическим циклом доля чугуна в шихте практически не изменилась и составляет от 15 до 41 %. На мини-миллах доля чугуна в составе металлошихты продолжает оставаться в пределах 0,07-1,4 %, за исключением «Ижстали» и Выксунского МЗ, где доля чугуна составила 12,3 и 11,1 %, соответственно. На отдельных предприятиях этой группы наметилась тенденция

полного ухода от использования в шихте передельного чугуна (таблица 3).

Таблица 3 – Удельный расход чугуна при производстве стали в дуговых сталеплавильных печах, кг/т [2]

Группа цехов	Предприятие	2017 г.	2018 г.	Доля чугуна в шихте, %	
				2017 г.	2018 г.
	Всего по отрасли	121,8	122,4		
1	ММК	188,0	172,6	16,5	15,1
	ЕВРАЗ ЗСМК	279,8	279,8	25,1	25,1
	«Уральская сталь»	471,3	488,2	39,1	41,1
	ЧерМК	408,0	376,8	35,8	33,2
	ЧелМК	250,3	262,6	22,3	22,5
	Надеждинский МЗ	397,1	393,0	34,4	34,0
2	ВМК «Красный октябрь»	27,4	3,7	2,4	0,3
	«Электросталь»	19,2	15,9	1,7	1,4
	«Ижсталь»	201,7	139,8	17,7	12,3
	Златоустовский МЗ	0,9	0,8	0,08	0,07
	Северский ТЗ	1,5	–	0,13	–
	Таганрогский МЗ	0,3	–	0,02	–
	Волжский ТЗ	–	–	–	–
	Выксунский МЗ	124,8	122,8	11,2	11,1
	«НЛМК-Калуга»	6,0	5,3	0,55	0,48
	ПНТЗ	0,9	5,1	0,08	0,46
	Абинский ЭМЗ	4,3	2,9	0,38	0,26
	Ашинский МЗ	–	–	–	–

В целом по отрасли доля чугуна в шихте составляет 10,7 %, что соответствует уровню 2017 г. В удельном выражении расход чугуна на электроплавку сократился на 0,6 кг/т и составил 122,4 кг/т.

На удельную энергоёмкость электростали, кроме расхода чугуна и металлизированных окатышей большое влияние оказывает расход электроэнергии на плавку. На ЧелМК увеличение расхода электроэнергии на 239 кВт·ч/т при неизменной доле чугуна в составе металлошихты увеличило энергоёмкость электростали на 91 кг у.т./т. На ОЭМК, за счет увеличения доли металлизированных окатышей в шихте на 3 % и расхода электроэнергии на 12,6 кВт·ч/т, энергоёмкость стали увеличилась на 18,2 кг у.т./т. На Волжском ТЗ снижение энергоёмкости стали на 41 кг у.т./т связано с уменьшением расхода электроэнергии на 105,7 кВт·ч/т и металлизированных окатышей на 11,4 кг/т. Данные об удельном расходе электроэнергии при производстве электростали приведены в таблице 4.

Электросталеплавильное производство развивается высокими темпами, что обусловлено тем, что электропечь является универсальным агрегатом по степени мобильности, окисленности металла, печной атмосфере, доли жидкой шихты, что позволяет выплавлять в ней любой сортament. Электропечь, по мере развития технологий и оборудования, постепенно превратилась в универсальный плавильный агрегат, оснащенный топливными горелками и фурмами для вдувания газа и пылеугольных материалов, кислородного дутья, донными устройствами для перемешивания, устройствами для предварительного подогрева шихты, эркерным выпуском металла. За последние 20 – 30 лет производительность электропечей более чем удвоилась. Мощность электропечных трансформаторов достигает 1000 МВА, продолжительность плавки уменьшилась с 120 до 40 минут, удельный расход электроэнергии снизился с 500 до 200 кВт·ч/т, расход электродов с 6,5 до 1 кг/т.

Развитие методов внепечной металлургии значительно изменило технологический процесс выплавки и разлива. Электропечь превратилась из агрегата для выплавки стали в

агрегат для расплавления шихты. Все дальнейшие операции: рафинирование, легирование и доводку по составу и температуре перед машиной непрерывного литья заготовок проводят в агрегатах внепечной обработки. Таким образом, наблюдается дальнейшая унификация современных методов производства стали. Конвертер и электропечь превращаются в агрегаты для выплавки полупродукта. За ними в производственной цепочке стоят агрегаты внепечной обработки [3, 4].

Таблица 4 – Удельный расход электроэнергии при производстве электростали, кВт·ч/т [2]

Предприятие	2017 г.	2018 г.	Изменение
Россия (ЧМ)	453,5	448,1	-5,4
ММК	345,3	413,3	+68,0
ЧерМК	283,6	285,1	+1,5
«Уральская сталь»	292,2	266,2	-26,0
ЕВРАЗ ЗСМК	430,8	418,2	-12,6
ЧелМК	348,4	587,4	+239,0
Надеждинский МЗ	314,2	327,3	+13,1
ВМК «Красный октябрь»	494,5	629,0	+134,5
«Ижсталь»	485,7	512,1	+26,4
Златоустовский МЗ	849,7	826,6	-23,1
ОЭМК	624,0	636,6	+12,6
Северский ТЗ	455,1	459,8	+4,7
Таганрогский МЗ	626,3	527,6	-98,7
Волжский ТЗ	565,7	460,2	-105,7
Выксунский МЗ	426,5	426,5	–
«НЛМК-Калуга»	356,5	359,4	+2,9
ПНТЗ	470,4	460,8	-9,6
Ашинский МЗ	581,0	592,3	+11,3
Абинский ЭМЗ	394,2	375,8	-18,4
Ростовский ЭМЗ	438,3	439,3	+1,0

Для получения низких концентраций растворенных газов и неметаллических включений в стали ее обрабатывают после выпуска из агрегата в разного типа вакууматорах. Установки ковш-печь с вакуумированием наиболее многопрофильны, в них можно проводить практически всю обработку стали, особенно если предусмотрена возможность скачивания шлака из ковша. Совершенствование установок направлено главным образом интенсификацию перемешивания металла в ковше. Что осуществляется за счет совершенствования оборудования для ввода инертного газа, расположения продувочных устройств, периода и интенсивности ввода газа; для агрегатов порционного и циркуляционного вакуумирования – совершенствованием конструкции камеры и патрубков.

Для повышения технологичности разливки стали на МНЛЗ рекомендуется уменьшение сечения заготовок и повышение скорости разливки, а также применение криволинейных машин; использование промежуточных ковшей повышенной вместительности и высоты; кристаллизаторов с переменной по высоте конусностью, с более совершенным режимом качания; электромагнитное торможение потоков стали в кристаллизаторе и мягкое обжатие незатвердевшего слитка в зоне вторичного охлаждения [3].

Повышение в последнее время требований к качеству продукции на рынке металла предопределяет соответствующие требования к качеству стального лома по содержанию примесей цветных металлов, а также физическим свойствам. При этом технологий по подготовке стального лома, применяемые в отечественной металлургии, не всегда решают эти проблемы. Необходимо совершенствование традиционного состава и технологического режима формирования твердой металлошихты с использованием, в частности, железосодержащих продуктов переработки сталеплавильных шлаков [5].

Важнейшей составляющей металлошихты при выплавке стали остается чугун. При этом широкое распространение получила внедоменная десульфурация чугуна, а также его десиликонизация и дефосфорация. Снижение содержания кремния в чугуне до 0,30 – 0,35 % обеспечивает не только возможность последующей внепечной дефосфорации и эффективной малошлаковой технологии в агрегате, но позволяет получить существенную экономию и при выплавке чугуна [3].

Большое внимание в сталеплавильном производстве уделяется снижению затрат на огнеупорные материалы. Поэтому при выплавке стали в конвертерах и дуговых сталеплавильных печах широко используются высокомагнезиальные флюсы, что позволяет повысить содержание MgO в шлаке, снизить его агрессивное воздействие на футеровку и получить огнеупорное защитное покрытие на футеровке [4].

В соответствии с развиваемыми положениями ученые научной школы университета совместно со специалистами ЕВРАЗ ЗСМК разработали основные направления совершенствования процессов сталеплавильного производства в современных условиях:

- совершенствование технологий выплавки стали для снижения удельного расхода сырья и материалов, а также повышения качества продукции;
- снижение нагрузки сталеплавильного производства на окружающую среду и повышение степени рециркуляции отходов производства, в том числе шлаков, газов и связанных с ними потоков энергии;
- поддержание конкурентоспособности сталеплавильного производства на протяжении всего жизненного цикла предприятия.

Библиографический список

1. World Steel Association [Электронный ресурс] / <http://www.worldsteel.org>
2. Катунин, В.В., Зиновьева, Н.Г., Петракова, Т.Н., Иванова, И.М. Основные показатели работы черной металлургии России в 2018 г. // Черная металлургия: Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2019. – Т. 75. – № 3. – С. 293 – 314.
3. Григорович, К.В. Современное состояние черной металлургии и направления ее развития в цифровой экономике / К.В. Григорович // Сборник трудов XV международного Конгресса сталеплавильщиков и производителей металла. – 2018. – С. 42 – 59.
4. Семин, А.Е. Щукина. XV Международный конгресс сталеплавильщиков // Черная металлургия: Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2019. – Т. 75. – № 1. – С. 10 – 13.
5. Амелин, А.В. Технологические особенности продувки металла в кислородных конвертерах с использованием железосодержащих продуктов переработки сталеплавильных шлаков / А.В. Амелин, Е.В. Протопопов, С.Н. Кузнецов [и др.] // Металлург. – 2019. – № 6. – С. 21 – 24.

УДК 621.771.01

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

Фастыковский А.Р.

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

Аннотация. Рассмотрены направления развития способов обработки металлов давлением. Установлено, что наиболее перспективными являются совмещенные методы обработки, такие как прокатка-прессование, литье-прокатка-прессование. Изучено влияние на параметры процесса прокатки – прессования конструктивных особенностей калибра, места расположения матрицы. Установлена область осуществимости процесса, определены

энергоэффективные режимы деформирования, даны рекомендации по рациональной компоновке деформирующего узла.

Ключевые слова: способы обработки металлов давлением, прокатка – прессование, область осуществимости, конструкция калибров, энергоэффективные режимы формоизменения.

MODERN TRENDS PROCESSING OF METALS BY PRESSURE

Fastykovskii A.R.

Siberian state industrial University, Novokuznetsk, Russia, omd@sibsiu.ru

Abstract. *The directions of development of methods of metal forming are considered. It is established that the most promising are combined processing methods, such as rolling-pressing, casting-rolling-pressing. The influence of the design features of the gauge, the location of the matrix on the parameters of the rolling – pressing process. The area of feasibility of the process is established, energy-efficient deformation modes are determined, recommendations on the rational arrangement of the deforming unit are given.*

Key words: *methods of metal forming, rolling – pressing, area of feasibility, design of gauges, energy-efficient modes of forming.*

Продукция, полученная способами обработки металлов давлением (ОМД), применяется практически во всех отраслях промышленности. Наряду с увеличением объемов производства все отчетливей встают задачи улучшения качества, расширения сортамента и снижение энергозатрат. Эффективное решение поставленных задач возможно при поиске новых нетрадиционных подходов, существенно расширяющих возможности способов ОМД. Современными тенденциями развития способов обработки металлов давлением являются совмещенные способы обработки: такие как прокатка-разделение [1, 2], прокатка-прессование [3, 4], литье и прессование [5, 6]. Наиболее перспективным направлением можно считать совмещение литья и способов обработки металлов давлением. Такое сочетание способов придания формы позволяет практически полностью использовать первичную теплоту непрерывнолитой заготовки для ее деформирования, что до 80% экономит энергоресурсы на нагрев. Также исключается промежуточное складирование заготовок, что повышает производительность стана до 25% и эффективность использования оборудования. Еще одним преимуществом литейно-прокатных агрегатов является компактное расположение оборудования, что уменьшает производственные площади, и в 1,5 раза сокращает капитальные затраты на строительство.

Идея одновременной разливки горячего металла и формирования профиля во вращающихся валках принадлежит сэру Генри Бессимеру, который запатентовал идею в 1865 году. Схематично предложенный Генри Бессимером новый процесс литья-прокатки показан на рисунке 1. Долгое время реализовать процессы разливки и прокатки не представлялось возможным ввиду ряда проблем, таких как согласование скоростей непрерывной разливки и входа металла в первую клеть прокатного стана, которые различаются в несколько раз, а также вопросы обеспечения высокого качества непрерывнолитой заготовки в связи с отсутствием возможности его регулирования на стыке этих двух агрегатов. В настоящее время большинство проблем решено, что позволило создать несколько типов литейно-прокатных агрегатов (ЛПА). В состав агрегата (рисунок 2) входят: машина непрерывного литья заготовок, подогревательная проходная печь или индукционная установка, прокатный стан со всем технологическим оборудованием.

Удачный опыт использования ЛПА получил развитие в создании агрегатов литья-прессования, литья-прокатки-прессования для получения изделий высокой сложности и точности из цветных металлов и сплавов. Помимо перечисленных достоинств данное направление позволяет существенно снизить себестоимость продукции благодаря переводу процесса прессования из циклического в непрерывный с использованием менее металло- и энергоемких установок действующих по принципу использования активных сил трения.

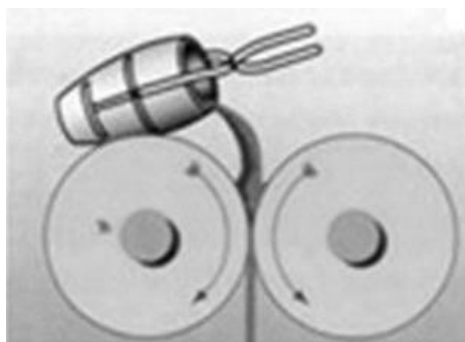
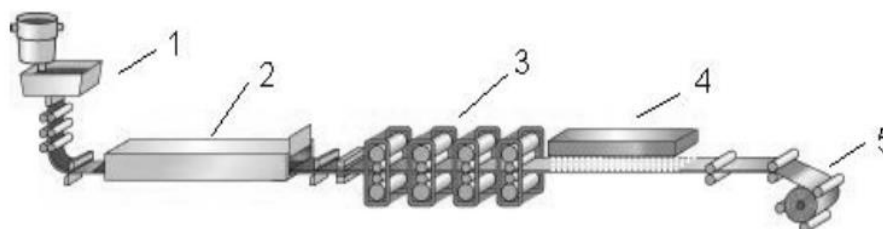


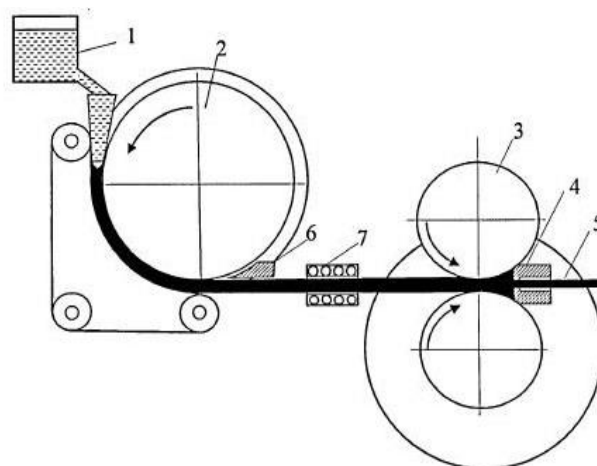
Рисунок 1 – Проект литейно-прокатного агрегата предложенный Генри Бессимером



1- МНЛЗ; 2- проходная печь; 3 – прокатный стан; 4 – участок охлаждения; 5 – моталка

Рисунок 2 – Схема ЛПА для получения листов

На настоящий момент процесс литья-прокатки-прессования остается не достаточно изученным, что затрудняет его практическое использование. Совмещение литья-прокатки – прессования реализуется в несколько стадий с использованием разного инструмента, после отливки заготовки металл деформируется во вращающихся валках, которые, используя резерв втягивающих сил трения, проталкивают заготовку через матрицу. Один из вариантов реализации процесса литья-прокатки-прессования показаны на рисунке 3. Процесс возможен в том случае, когда продольное усилие, создаваемое валками (Q), будет больше или равно усилию, необходимому для прессования через матрицу (Q_1). В зависимости от коэффициента вытяжки в матрице величина, усилия Q_1 может изменяться в широких пределах. В случае размещения матрицы на линии, соединяющей центры валков усилие Q можно определить, пользуясь зависимостью, полученной при решении уравнения равновесия сил в очаге деформации, с учетом подпора со стороны матрицы и конструктивных особенностей калибра.



1 – печь миксер; 2 – кристаллизатор; 3 – валки; 4 – матрица; 5 – пресс-изделие;
6 – отгибатель; 7 – проходная печь дополнительного нагрева

Рисунок 3 – Схема агрегата литья-прокатки-прессования

$$Q = p_{cp} R_{\kappa} \alpha b_{\kappa} [2\mu_y - \alpha + \mu' (h_0 + h_{\kappa})], \quad (1)$$

где p_{cp} – среднее нормальное напряжение,

МПа; b_{κ} – ширина калибра, мм;

R_{κ} – радиус катающий, мм;

μ_y – коэффициент трения при установившейся стадии процесса;

h_{κ} – высота калибра, мм;

h_0 – исходная толщина полосы, мм;

α – угол захвата, рад;

μ' – коэффициент, учитывающий трение на боковых стенках калибра.

Воспользовавшись формулой (1) можно определить давление на поверхности матрицы (σ_1):

$$\sigma_1 = \frac{p_{cp} R_{\kappa} \alpha}{h_{\kappa}} [2\mu_y - \alpha + \mu' (h_0 + h_{\kappa})]. \quad (2)$$

В зависимости от конструкции калибра [7] (калибр нарезан в валках, комбинированный калибр, имеющий неподвижные части) силы трения на его боковых поверхностях могут быть активными (боковые поверхности являются частью валков) или реактивными (боковыми поверхностями являются неподвижные пластины). В первом случае $\mu' = \mu_y$, во втором – при использовании одной неподвижной пластины $\mu' = \mu_y - \mu_2$ (μ_2 – коэффициент трения на поверхности неподвижной пластины); при двух неподвижных пластинах $\mu' = -\mu_2$.

При перемещении матрицы по ходу движения металла от линии, соединяющей центры валков на расстояние (x), происходит смещение равнодействующей нормальных и касательных сил, при этом угол ее приложения уменьшается, изменяются горизонтальные проекции рассматриваемых сил, увеличивается активная площадь, что в совокупности увеличивает продольное усилие. Однако удаление матрицы от линии, соединяющей центры валков, приводит к увеличению площади перекрываемой матрицей и, как следствие, к увеличению суммарного коэффициента вытяжки.

Рассмотрим влияние положения матрицы относительно линии, соединяющей центры валков, на примере деформирования образца 13x15 мм в закрытом калибре без выпуска раз-
мерами $h_{\kappa} = 9$ мм, $b_{\kappa} = 15$ мм, катающий радиус 150 мм, коэффициент трения при установившейся стадии процесса 0,5, сопротивление деформации 100 МПа, скорость 0,5 м/с. Для выяснения влияния неподвижных боковых пластин, используемых при конструировании калибров, рассмотрим три варианта конструкции калибра: калибр образован валками, одна боковая поверхность калибра является неподвижной пластиной, обе боковые поверхности составляют неподвижные пластины. Коэффициент трения на поверхности неподвижных пластин примем 0,15. Воспользовавшись результатами работы [8] определим приращение усилия (ΔQ) и давления ($\Delta \sigma_1$) при удалении матрицы от линии, соединяющей центры валков (x) для известных конструкций калибров по формулам:

$$\Delta Q = p_{cp} x \left[2\mu_y b_{\kappa} + \frac{b_{\kappa} x}{R_{\kappa}} + \mu' \left(2h_{\kappa} + \frac{x^2}{R_{\kappa}} \right) \right], \quad (3)$$

$$\Delta \sigma_1 = \frac{p_{cp} R_{\kappa} x}{h_{\kappa} R_{\kappa} + x^2} \left[2\mu_y + \frac{x}{R_{\kappa}} + \frac{\mu' (2h_{\kappa} R_{\kappa} + x^2)}{b_{\kappa} R_{\kappa}} \right]. \quad (4)$$

Результаты, полученные после расчета, для случая деформирования в калибре, образованном валками, приведены на рисунке 4. Согласно рисунку 4 увеличение расстояния (x) приводит к увеличению усилия, создаваемого резервом сил трения, при этом давление на поверхности матрицы ($\sigma_1 + \Delta \sigma_1$) сначала возрастает, а затем уменьшается, что связано с нелинейным изменением площади перекрываемой матрицей. Такой же характер изменения изучаемых параметров при увеличении (x) и в калибрах, имеющих в конструкции неподвижные

пластины, с той лишь разницей, что величина усилия и давления меньше за счет реактивного действия сил трения на неподвижных элементах калибров. Используя зависимости, полученные в работе [8], можно определить изменение суммарного коэффициента вытяжки в системе валок – матрица при изменении расстояния (x). Результаты вычислений приведены на рисунке 5, из которого следует, что для каждого конкретного случая есть вполне определенное положение матрицы относительно линии, соединяющей центры валков, обеспечивающее максимальный коэффициент вытяжки в системе валок – матрица. Использование неподвижных элементов в конструкции калибра снижает эффективность процесса.

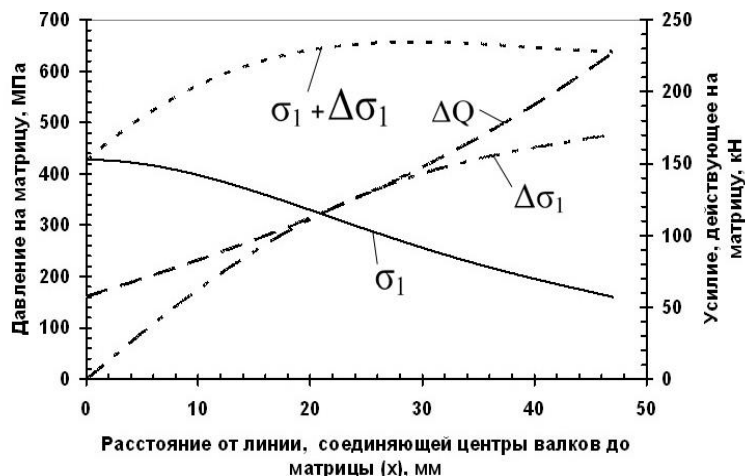


Рисунок 4 – Влияние расположения матрицы на величину усилия и давления на матрицу

Рассмотрим, как влияет расстояние (x) на энергосиловые параметры процесса литья-прокатки – прессования. Согласно рисунку 5 суммарный коэффициент вытяжки 17 в системе валок – матрица можно получить, поместив матрицу в любом месте на расстоянии (x) от 7 до 27 мм относительно линии, соединяющей центры валков. Определим, как при этом меняются энергосиловые параметры процесса. Результаты расчетов приведены на рисунке 6, из которого следует, что для рассматриваемого случая оптимальным с точки зрения энергозатрат является расстояние $x=7$ мм; при увеличении (x) от 7 до 27 мм процесс будет осуществим, но при этом энергозатраты возрастут до 1,7 раза. Не смотря на то, что расстояние $x=7$ мм является оптимальным с точки зрения затрат энергии, вести при этих условиях процесс рискованно, так как малейшее изменение условий может перевести процесс в область неосуществимости. Поэтому оптимальным можно считать расстояние (x) от 8 до 10 мм. В этом случае потребление энергии увеличится не более чем на 5 %, зато будет обеспечена стабильность процесса.

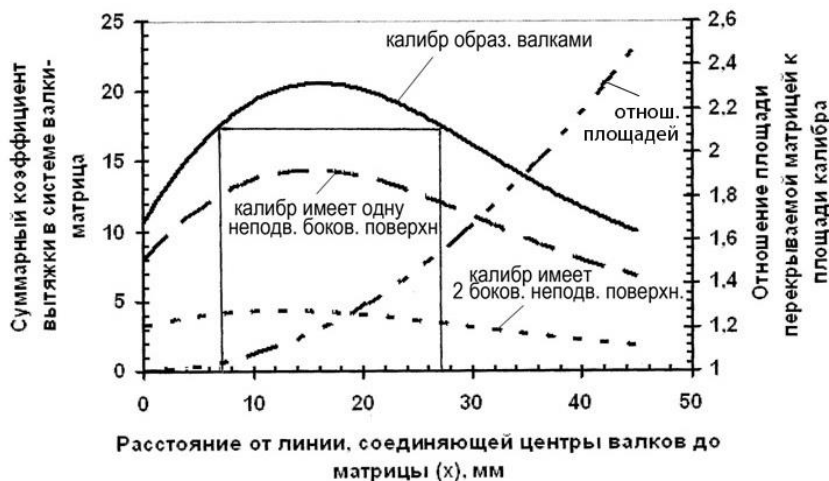


Рисунок 5 – Влияние места установки матрицы (x) и конструктивных особенностей калибров на суммарный коэффициент вытяжки и отношение площадей

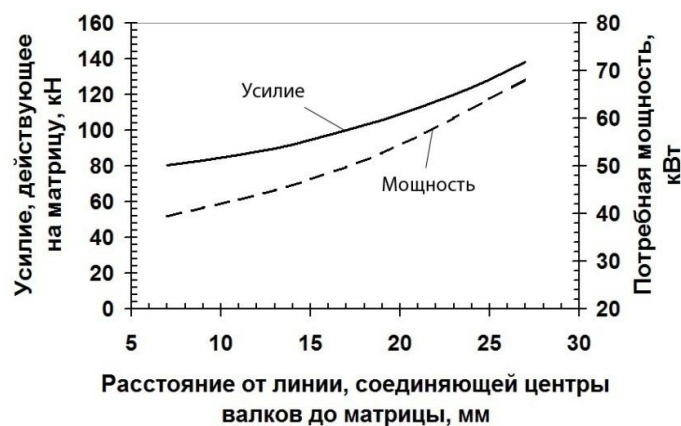


Рисунок 6 - Изменение энергосиловых параметров процесса при увеличении расстояния от матрицы до линии, соединяющей центры валков

Полученные результаты обобщим в виде графика осуществимости процесса прокатки – прессования, приведенного на рисунке 7. Руководствуясь полученным графиком можно для конкретных условий деформирования определить место размещения матрицы, обеспечивающее реализацию процесса при минимальных затратах энергии с максимальной эффективностью (оптимальные условия).

Представленный на рисунке 7 график имеет пять областей. В верхней части расположена “область неосуществимости процесса” – это значения коэффициентов вытяжки, недостижимые в заданных условиях. Узкая область “оптимальных условий” деформирования позволяет получить наилучшее сочетание суммарный коэффициент вытяжки – затраты энергии. При этом процесс осуществляется с максимальной эффективностью. “Область с не оправдано большими затратами энергии” позволяет реализовать процесс прокатки – прессования с заданным коэффициентом вытяжки, но затраты энергии будут существенно завышены (до 1,5...2 раза).



Рисунок 7 – Область осуществимости процесса прокатки – прессования

На практике возможны ситуации, когда определив область осуществимости для заданных условий деформирования, невозможно технически попасть в область “оптимальных условий”, например, по причине ограниченного диапазона перемещения матрицы относительно линии, соединяющей центры валков. В таком случае, согласно рисунку 7, процесс попадает в область повышенного расхода энергии, что не выгодно, как с экономической, так и технологической точек зрения. Решить данную проблему можно, изменив условия процесса и соответственно область осуществимости, при этом наиболее действенным регулятором является коэффициент трения. Правильность выбора коэффициента трения необходимо измерять с областью осуществимости процесса и возможностями оборудования.

Выводы:

1. Показана перспективность использования совмещенных процессов обработки металлов давлением.
2. Установлено, что положение матрицы относительно линии, соединяющей центры валков, существенно влияет на процесс литья-прокатки – прессования, изменяя такие важные характеристики, как усилие, давление на поверхности матрицы, суммарный коэффициент вытяжки в системе валок – матрица, затраты мощности для ведения процесса.
3. Определена область осуществимости прокатки – прессования и даны рекомендации по ведению процесса с минимальными затратами энергии.
4. При рассмотрении разных конструкций калибров, используемых для реализации рассматриваемого процесса, доказано, что использование неподвижных элементов в конструкции снижает эффективность процесса прокатки – прессования.

Библиографический список

1. Фастыковский А.Р. Опыт применения технологии прокатки-разделения в условиях действующего производства /А.Р. Фастыковский, А.А. Федоров // Производство проката. – 2016. - №12. – С. 3 – 8.
2. Ефимов Н.А. Об оценке организационных резервов повышения эффективности использования действующих сортовых станов при освоении технологии многоручьевой прокатки-разделения / Н.А. Ефимов, А.Р. Фастыковский // Производство проката. – 2015. - №4. – С. 44 – 47.
3. Фастыковский А.Р. Экспериментальное изучение процесса прокатки – прессования. А.Р. Фастыковский // Кузнечно – штамповочное производство. Обработка металлов давлением. – 2010. - №11. – С. 11 – 14.
4. Фастыковский А.Р. К вопросу о процессе прокатки – прессования /А.Р. Фастыковский // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2004. - № 2. – С. 67 – 70.
5. Сидельников С.Б. Экспериментальные исследования процесса совмещенной обработки для получения катанки из сплавов системы Al-Fe / С. Б. Сидельников, Н. Н. Довженко, Т. Н. Дроздова, А. П. Самчук // Производство проката. – 2015. – № 9. – С. 40 – 46.
6. Сидельников С.Б. Исследование реологических свойств электротехнической катанки из сплавов алюминия с переходными и редкоземельными металлами, полученной методами непрерывного литья и обработки давлением / С. Б. Сидельников, А. П. Самчук, А. С. Сидельников, Д. С. Ворошилов // Вестник ЮУрГУ «Металлургия». – 2015. – № 2. – С. 89 – 95.
7. Корнилов В.Н. Возможные схемы процесса прокатки – прессования / В.Н. Корнилов // Цветные металлы. – 1992. – №5. – С. 64 – 65.
8. Фастыковский А.Р. Оценка возможностей процесса прокатки – прессования / А.Р. Фастыковский // Кузнечно – штамповочное производство. Обработка металлов давлением. – 2004. - №2. – С. 3 – 6.

УДК 669.168

ФЕРРОСПЛАВНОЕ ПРОИЗВОДСТВО: СОСТОЯНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ В МИРЕ И РОССИИ

Рожихина И.Д.¹, Нохрина О.И.¹, Ёлкин К.С.², Голодова М.А.¹

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия*

²*ОАО «ОК РУСАЛ Инженерно-технологический центр», г. Красноярск, Россия,
г. Новокузнецк, Россия, golodova_ma@mail.ru*

Аннотация: Представлены показатели производства и потребления ферросплавов в Российской Федерации, а также основные производители ферросплавов. Показаны изменения в структуре производства ферросплавов в мире и России с 2009 по 2018 г. Перечислены

основные приоритетные задачи отечественной ферросплавной промышленности, решение которых будет способствовать повышению её конкурентоспособности.

Ключевые слова: малотоннажные ферросплавы, марганцевые руды, хромитовые руды, сплавы кремния, сплавы хрома, сплавы марганца.

FERROALLOY PRODUCTION: THE STATE AND TRENDS OF DEVELOPMENT IN THE WORLD AND RUSSIA

Rozhikhina I.D.¹, Nokhrina O.I.¹, Yolkin K.S.², Golodova M.A.¹

¹*Siberian State industrial University*

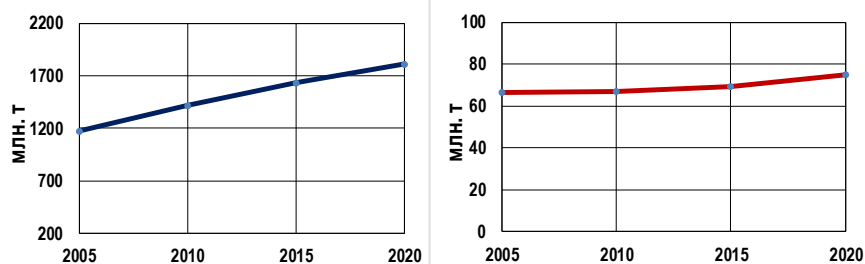
²*«RUSAL Engineering and Technological Center», Krasnoyarsk, Russia
Novokuznetsk, Russia, golodova_ma@mail.ru*

Abstract. Indicators of production and consumption of ferroalloys in the Russian Federation and also the main producers of ferroalloys are presented. Changes in structure of production of ferroalloys in the world and Russia from 2009 to 2018 are shown. The main priority objectives of the domestic ferroalloy industry which solution will promote increase in its competitiveness are listed.

Keywords: low-tonnage ferroalloys, manganese ores, chromite ores, silicon alloys, chrome alloys, manganese alloys.

Перспективы развития мировой ферросплавной индустрии определяются прежде всего соответствующими трендами в «большой» металлургии, особенно в производстве качественных (специальных) сталей, потребляющем основное количество производимых ферросплавов. Динамика производства стали в мире и РФ за период 2008 – 2020 гг. приведена на рисунке 1 [1 – 3].

В 2013 г., по данным World Steel Association, в мире произведено 1,622 млрд т стали, из них 779 млн т (48 %) – в Китае. По большинству прогнозов, в 2014 г. объем выплавки стали определен на уровне 1,662 млрд т, в 2015 г. составил 1,635 млрд т, а к 2020 г. мировое производство стали увеличится до 1,814 млрд т (794 млн т будет приходиться на Китай), т. е. относительно нынешнего уровня прирост составит около 12 %.



а – в мире, б – в Российской Федерации

Рисунок 1 – Производство стали в мире и Российской Федерации

Еще более значительно (примерно на 25 % по сравнению с аналогичным показателем 2013 г.) к 2020 г. увеличится выплавка легированных и специальных, прежде всего коррозионностойких сталей. К примеру, если в 2013 г. в Китае было выплавлено 19 млн т коррозионностойкой стали (из 36 млн т мирового производства), то к 2015 г. этот показатель составил уже 23 млн т (на 21 % больше), а к 2020 г. – 27,7 млн т (прирост 8,7 млн т, или 46 %, по сравнению с показателем 2013 г.). Таким образом, в рассматриваемый период объем выплавляемой в Китае коррозионностойкой стали будет ежегодно возрастать примерно на 8,4 %, в то время как в США и в других регионах рост ее производства прогнозируется на уровне 4 %.

Текущая потребность российской промышленности в коррозионностойких сталях составляет около 500 тыс т, производится всего около 130 тыс т.

Рост объема выпуска стали, включая сталь специальных высоколегированных марок,

влечет за собой необходимость наращивания производства ферросплавов – хромистых, марганцевых, кремнистых, никелевых и др., включая ферросплавы «малотоннажной группы». Связь объемов производства ферросплавов и стали в последние годы стала еще более очевидной по мере развития технологий выплавки стали на мини заводах электрометаллургическим способом, а также в связи с вышеотмеченным опережающим развитием выплавки высоколегированных специальных марок стали, особенно в Китае.

Сегодня на 1 т стали в среднем расходуется около 20 кг различных ферросплавов, из этого количества приходится на:

- феррохром порядка – 20 %;
- ферросилиций – 18 %,
- силикомарганец – 22 %;
- ферромарганец высокоуглеродистый – 12 %;
- рафинированные марганцевые сплавы и металлический марганец – 5 %;
- ферроникель – 4 %;
- все прочие – 19 % суммарно.

При этом выплавка 170 млн. т специальных сталей (20 % от мирового производства) потребовала 35 % всех потребленных ферросплавов, тогда как для выплавки 1440 млн. т сталей рядовых марок (соответственно 80 % от мирового производства) потребовалось 65 % всех потребленных ферросплавов.

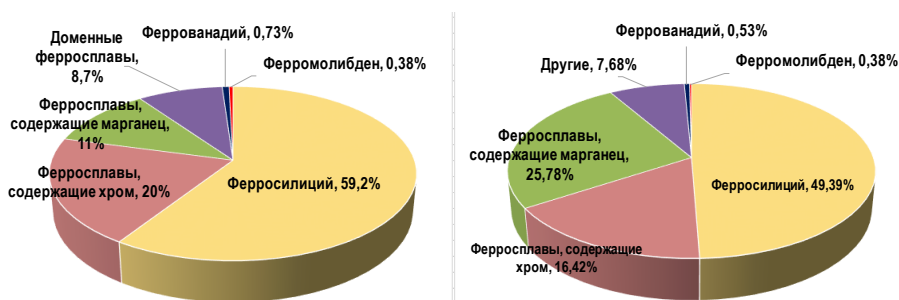
Динамика мирового производства ферросплавов за период 2008 – 2018 гг. приведена на рисунке 2 [4–7].

Представляет интерес сопоставление структуры производства ферросплавов в мире и России (рисунки 2 и 3). Мировая структура производства ферросплавов за последнее время не претерпела существенных изменений и соответствует их мировому потреблению. В мире на первом месте по объемам производства (рисунок 2) находятся марганцевые сплавы. В России на первое место по росту производства выходят также марганцевые сплавы: в 2015 году 10,8 %, а в 2018 – 25,8 % с ростом более чем в два раза (рисунок 3). Среди ферросплавов на рынке России в 2018г можно выделить ферросилиций с долей объема производства 49,39 % и феррохром – 13,92 %.



а – в 2008 году, б – в 2018 году

Рисунок 2 - Изменение структуры производства ферросплавов в мире



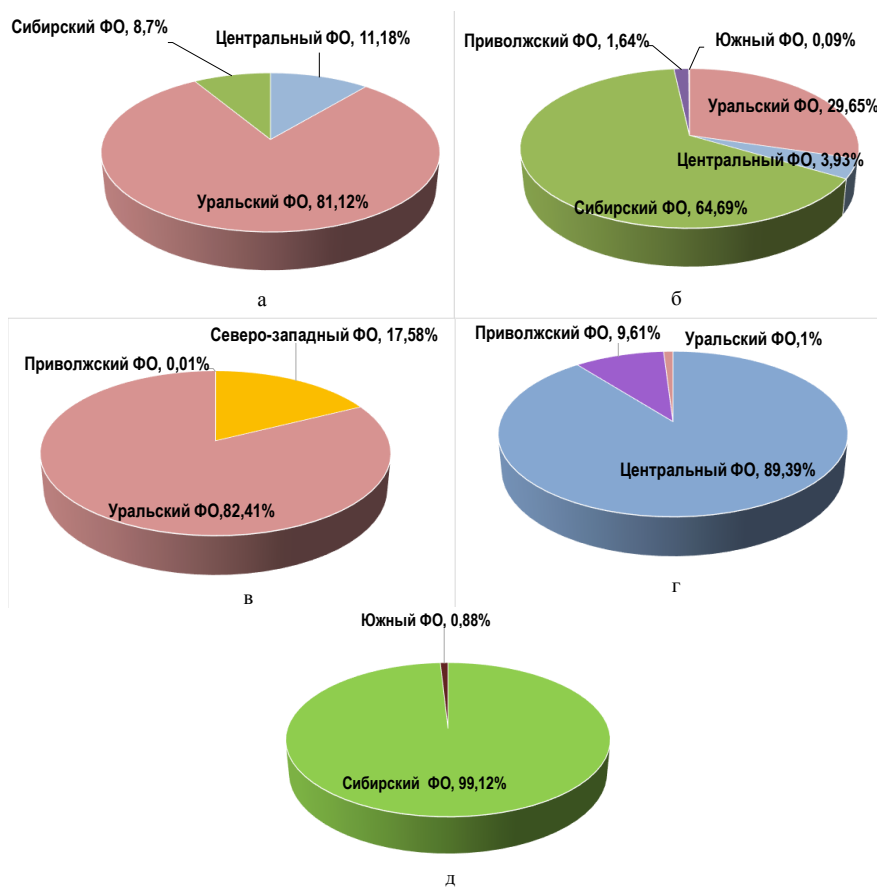
а – в 2008 году, б – в 2018 году

Рисунок 3 – Изменение структуры производства ферросплавов в Российской Федерации

Анализ перспектив производства ферросплавов представляет особый интерес для отечественной ферросплавной промышленности и его сырьевой базы в мире.

Основные производители ферросплавов и кристаллического кремния в РФ: ОАО «Челябинский электрометаллургический комбинат» (ЧЭМК), г. Челябинск; ОАО «Серовский завод ферросплавов» (СЗФ), г. Серов Свердловской области; ОАО «Кузнецкие ферросплавы», г. Новокузнецк Кемеровской области; ОАО «Ключевский завод ферросплавов» (КЗФ), г. Двуреченск Свердловской области; ОАО «Братский алюминиевый завод» (БрАЗ), г. Братск Иркутской области; ОАО «Чусовской металлургический завод» (ЧусМЗ), г. Чусовой Пермской области; ОАО «ЕВРАЗ Ванадий Тула», г. Тула; ОАО «ВСМПО-АВИСМА», г. В. Салда Свердловской области; ОАО «Косогорский металлургический завод», г. Тула, п. Косая Гора; ОАО «Саткинский чугуноплавильный завод», г. Сатка Челябинской области; ОАО «Тихвинский ферросплавный завод», г. Тихвин Ленинградской области. Кроме того, имеется ряд других более мелких производителей ферросплавов, как отдельных, так и в составе металлургических заводов.

Распределение производства ферросплавов по федеральным округам приведено на рисунке 4.



а – ферросиликомарганец, б – ферросилиций, в – феррохром, г – феррованадий, д – ферромолибден

Рисунок 4 – Распределение производства ферросплавов по федеральным округам

Производство марганцевых сплавов

В 2012 г. мировой объем производства марганцеворудного сырья составил 49,2 млн т (по рудной массе), а к 2020 г. прогнозируется на уровне 58,8 млн т, что будет вызвано ростом потребления марганцевых ферросплавов в связи с прогнозируемым увеличением объема производства стали (рисунок 1). Около 57 % всей руды, добытой в мире в 2013 г., переработано с получением марганцевых ферросплавов в Китае.

В ЮАР в 2012 г. получено около 12,5 млн т марганцевой руды (25 % мирового производства) высокого и среднего качества. К 2020 г. предполагается увеличить добычу руды до

16 млн т, что соответствует росту на 27 % по сравнению с существующим уровнем. В Австралии выпуск марганцевого сырья составляет более 20 % мирового уровня, руда преимущественно экспортируется в Китай. Экспорт марганцевой руды из ЮАР (также преимущественно в Китай) в 2012 г. достиг 8,9 млн т; внутреннее потребление составило 3,6 млн т. Всего же в Китай было экспортировано 18 млн т марганцевой руды, из этого количества, %: доля ЮАР – 31, Австралии – 29, Ганы – 10, Бразилии – 9, Габона – 7, Малайзии – 6, прочих стран – 8. В 2013 г. в пересчете на марганец в рудной продукции ее мировое производство составило 18 млн т, в том числе, млн т: ЮАР – 4,44; Китай – 4,14; Австралия – 3,14; Габон – 1,97; Бразилия – 1,06; СНГ – 1,07; Индия – 0,74; Гана – 0,53.

В настоящее время на долю Китая приходится 67 % мировой выплавки силикомарганца, 53 % – рафинированных марганцевых сплавов и 48 % – высокоуглеродистого ферромарганца. Китай является бесспорным мировым лидером по производству электролитического металлического марганца. Его производство составляет 1,1 млн. или 97 % мирового уровня.

Потребность России в марганцевых ферросплавах составляет порядка 600 – 650 тыс. т в год. Из импортных марганцевых руд выплавляется в основном ферромарганец углеродистый (Саткинский чугуноплавильный завод и Косогорский металлургический завод), силикомарганец (Челябинский электрометаллургический комбинат и ЗСЭМЗ г. Новокузнецк). Динамика производства ферромарганца в России с 2015 года имеет положительный тренд, в 2017 году его производство составило 167 тыс. тонн и в 2018 году был прирост показателей примерно на 14 % [4-9].

В 2017 году силикомарганца в России было произведено 291 тыс. тонн ферросиликомарганца, в 2018 году прирост производства составил порядка 12% [4, 5]. На Западно - Сибирском электрометаллургическом заводе объем производства силикомарганца составляет 45-50 тыс. тонн в год.

Для обеспечения ресурсной независимости российской металлургии в обеспечении марганцевыми ферросплавами необходимо проводить работы по созданию отечественной марганцеворудной базы.

В России имеются значительные балансовые запасы марганцевых руд (более 290 млн. т), но марганцевые руды большинства отечественных месторождений отличаются невысоким качеством: при низком содержании марганца (18 – 33 %) и высоком удельном содержании фосфора (отношение $P/Mn > 0,006$) они имеют повышенное содержание железа и кремнезема и относятся к труднообогатимым. При этом около 90 % балансовых запасов приходится на карбонатное сырье. Балансовые запасы ($A + B + C_1 + C_2$) марганцевых руд в России составляют около 290 млн. т (0,2 % мировых), прогнозные ресурсы – более 1 млрд т [8]. на территории России марганцевые руды представлены преимущественно тремя типами: карбонатными, оксидными и окисленными. В структуре подтвержденных запасов преобладают (90,2 %) бедные кар- богатые руды (19,8 % Mn) с высоким содержанием фосфора (0,2 – 0,3 % и более). Запасы оксидных руд, содержащих 23 – 26 % Mn, составляют 6 % [9]. Месторождения расположены в Кемеровской области (Усинское), в Красноярском крае (Порожинское), на Урале (Североуральское), в Республике Коми (Парнокское), в Иркутской области (Ново-Николаевское) и др.

Крупнейшее месторождение марганцевых руд страны, Усинское, включает 55 % балансовых запасов страны. Оно расположено в Кемеровской области в пределах Алтае-Саянской металлогенической провинции. Содержание марганца в рудах месторождения составляет 18 – 22 %, преобладающим типом руд является карбонатный. Усинский рудный узел и перспективное Кайгадатское рудопроявление (также в Кемеровской области) совместно заключают треть российских прогнозных ресурсов марганцевых руд.

Руды этих месторождений характеризуются низким содержанием марганца и повышенным содержанием фосфора. Месторождения в большинстве случаев маломощные и расположены в труднодоступных районах. В настоящее время проводятся научные и практические исследования с целью вовлечения в производство отечественных марганцевых руд и выплавки из них ферросплавов. В то же время добыча марганцевых руд на территории Рос-

сии в масштабах, промышленно значимых для ферросплавной промышленности, в настоящее время не ведется [9].

Приказом Минпромторга России от 18 марта 2009 г. N 150. Стратегия развития металлургической промышленности России на период до 2020 года предусмотрено строительство Енисейского ферросплавного завода (ЕЗФ) в Емельяновском районе Красноярского края [2]. Проект реализовался ЗАО «ЧЕК-СУ ВК» при участии Внешэконом банка. Проект предполагал создание на площадке бывшего завода «Крастьямаш» производства марганцевых ферросплавов, используемых для выплавки спецсталей. После выхода на проектную мощность предприятие должно было производить до 40 % необходимых сталелитейной промышленности РФ марганцевых ферросплавов. Сырье – марганцевые руды Усинского месторождения. ЕЗФ включен в перечень основных инвестиционных проектов металлургической промышленности. Сегодня строительство заморожено и дальнейшая судьба проекта не определена.

Производство ферросилиция и кремния кристаллического

Рост выплавки стали определяет увеличение спроса на ферросплавы и, в частности, на ферросилиций, поскольку ферросилиций используется в основном в качестве раскислителя и, таким образом, необходим для выплавки любой марки стали. Рост потребления ферросилиция в мире будет определяться спросом в азиатском регионе.

Динамика мирового производства ферросилиция приведена на рисунке 5.

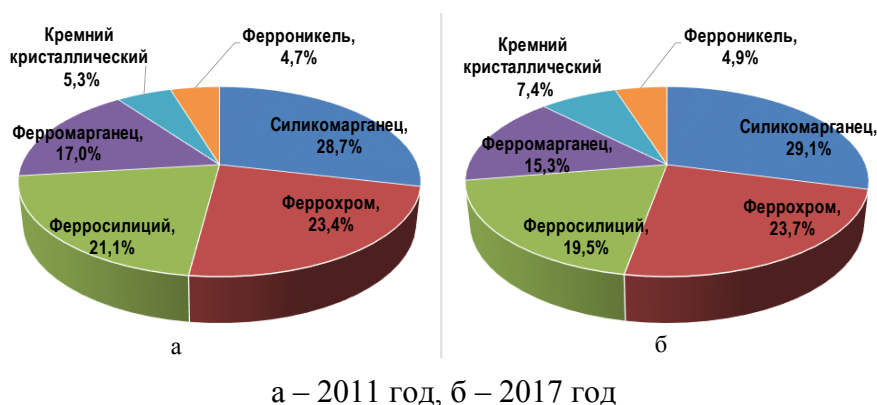


Рисунок 5 - Динамика мирового производства ферросилиция

К 2015 г. Азия продолжает играть ведущую роль в глобальном производстве ферросилиция. Вместе с этим рост производства сплава ожидается также в СНГ, европейском регионе и Южной Америке. В 2015 г. в мире произведено 10.6 млн. т ферросилиция, из которых 2/3 в Азии. Китай и Россия – мировые лидеры производства ферросилиция, в Китае произведено 66 % мирового объема.

Основными производителями ферросилиция в Российской Федерации являются АО «Челябинский электрометаллургический комбинат» (ЧЭМК), г. Челябинск; АО «Серовский завод ферросплавов» (СЗФ), г. Серов Свердловской области; АО «Кузнецкие ферросплавы», г. Новокузнецк Кемеровской области. Производство кремнистых сплавов в России составляет около 50 % всего объема производства ферросплавов и в 2017 году достигло 883813 тыс. т, причем объем экспорта составил около 50 %.

Такое положение связано с обеспеченностью этого производства отечественным сырьем (кварцит, кварц) и спросом отечественных и зарубежных потребителей продукции.

Технический кремний один из немногих видов промышленной продукции, который имеет, несмотря на рецессию мирового производства, тенденции к росту производства и потребления. Мощности в мире по производству кремния оцениваются в 2,4 млн. т в год и распределяются:

- Китай - 42 – 50 %;
- Европа 20 – 21 %;
- Северная Америка – 10 %;
- Южная Америка – 9 %;

- Австралия – 3,3 %;
- прочие регионы – 7-10 %.

Производство технического кремния достигло своего максимума в 2007 году, когда мировое производство составило 1650 тыс. т. Основным производителем технического кремния является Китай, доля которого в последние годы колебалась в диапазоне 45 – 52 %. Другие ведущие производители кремния США, Бразилия, Норвегия выпускают каждая более 10 % от объема производства. Начиная с 2009 г. производство кремния несколько замедляется и в настоящее время оценивается 1200 – 1240 тыс. т (рисунок 6), динамика производства технического кремния в мире с 2003 по 2017 годы представлена на рисунке 7.

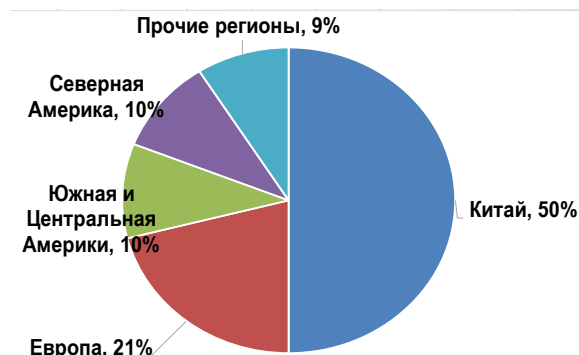


Рисунок 6 - Структура мощностей по производству технического кремния в мире

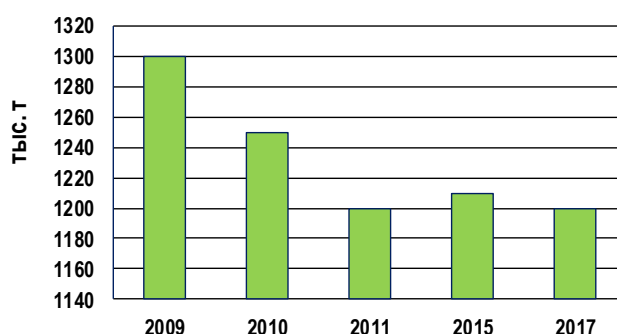


Рисунок 7 - Динамика производства технического кремния в мире в 2003-2017 г.г., тыс. т

Наиболее крупные производители кремния, в большинстве случаев, интегрированные компании. Такие холдинги, как Elkem, FerroAtlantica, Global Speciality Metals и другие имеют собственные мощности по добыче сырья, производству технического кремния и его переработке. Только производством и переработкой занимаются Dow Corning (США), Wacker Chemicals (Германия). Стоит отметить только, что 64 % мирового объема производства металлического кремния приходится на Китай, а темп его выплавки в последние годы возрастает примерно на 10,9 % в год. Часть произведенного металлического кремния (17 %) подвергается дальнейшему переделу на поликремний и монокремний – материалы солнечной энергетики; быстро растет также доля использования кремния в производстве сплавов с алюминием, применяемых в автомобилестроении.

Кремний кристаллический в России производят на предприятиях АО «Русал»: АО «Кремний» (г. Шелехов), ООО «СУАЛ – Кремний – Урал» (г. Каменск-Уральский).

Производство сплавов хрома

Значительное количество произведенных ферросплавов – это сплавы хрома, прежде всего высокоуглеродистый феррохром. Мировые производственные мощности по его выплавке рассчитаны на выпуск 13,7 млн. т феррохрома (данные 2013 г.) и распределены следующим образом, млн т: Африка может производить 5,1; Азия, включая Китай – 6,8; Казахстан и Российская Федерация – 1,8. При использовании этих мощностей на уровне 76 % выплавка феррохрома всех марок составила в 2013 г. 10,4 млн т. В частности, на долю Китая пришлось 39,4 % мирового производства феррохрома, ЮАР – 30%, Казахстана – 11 %, Индии – 9 %.

Лидерство в мировом производстве и потреблении феррохрома перехватил Китай: в 2013 г. там было произведено 4,5 млн т (в основном из импортной руды) при потребности китайской металлургии примерно в 7,6 млн т феррохрома. В том же году импорт хромитовой руды в Китай составил около 10 млн т, из которых 60 % – это руда из ЮАР. Кроме того, Китай импортировал в 2013 г. около 2,2 млн т феррохрома, из которых 66 % – это поставки из ЮАР. Согласно прогнозам, в Китае идет наращивание объема выплавки феррохрома: 2014 г. – до 4,8 млн т, 2015 г. – до 5,6 млн т. Однако из-за возрастающей потребности Китая в феррохроме ему все равно придется импортировать эту продукцию в объеме до 2 млн т в год.

Между тем в последние годы конкуренцию ЮАР в поставках хромитовой руды и ферросплавов создает на мировом рынке Казахстан, поставляющий более качественную руду, – отношение в ней модуля хрома (Cr/Fe) составляет 2,2, в то время как в руде из ЮАР – 1,3. В связи с переходом на отработку в ЮАР месторождения сравнительно бедных хромитовых руд (41 % Cr_2O_3) качество южноафриканского феррохрома ухудшилось – содержание в сплаве Cr не более 60 %. Запасы хромовых руд выявлены в 47 странах мира, а самые большие месторождения сосредоточены в Северной провинции ЮАР – 76% (1 место в мире). В Республике Казахстан запасы составляют свыше 350 миллионов тонн – 9% (2 место в мире). Далее в мире по объему запасов следует Зимбабве (с 6 %) и Россия, месторождения которой сосредоточены на Урале: Сарановское, Рай-Из, Верблюжегорское – (по разным оценкам от 0,5 до 2 %). Значительными запасами располагают также США, Гренландия, Финляндия, Индия, Филиппины и Турция – 6 % суммарно [6]. Основным объемом добычи и переработки хромовой руды, востребованной в Республике Казахстан и Российской Федерации, производится Донским ГОКом в пределах Кемпирсайского массива.

Добыча хромитовой руды в Российской Федерации находится на уровне 530 – 550 тыс.т/год при содержании Cr_2O_3 в концентрате 37 – 39 %. Новые месторождения в эксплуатацию не вводятся, а балансовые запасы составляют 51,2 млн.т, прогнозные – более 540 млн.т. Добыча руды осуществляется на месторождениях Сарановское (Урал, Пермская область), Центральное (Полярный Урал, хромитоносный массив Рай-Из, Ямало-Ненецкий АО). К перспективным относятся Западное месторождение Рай-Из (ЯНАО). Среднее содержание оксида хрома в запасах 38,4 %, по ЮжноСарановскому – 37,7 %, добыча составляет 120 – 160 тыс. тонн сырой руды.

Россия является одним из ведущих экспортеров феррохрома и входит в пятерку мировых лидеров. Мощности по производству феррохрома составляют 6 % мировых, а экспорта более трех четвертей объема производства (рисунок 8).

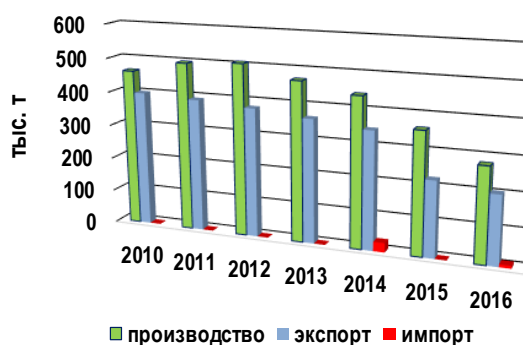


Рисунок 8 – Динамика производства, экспорта и импорта феррохрома в РФ

Структура хромой промышленности РФ неоднократно изменялась в зависимости от смены собственников, изменения сырьевой базы и других причин. В настоящее время она имеет следующий вид:

1. Реальные производители феррохрома, подкрепленные собственной реальной сырьевой базой.
2. Игроки, «застолбившие» права на недра, но не предпринимающие реальных действий по добыче руды и, тем более, по созданию перерабатывающих производств.

К первой категории можно отнести три продуцента:

1. Урало-Сибирская горно-металлургическая компания (оформилась из мажоритарных акционеров ЧЭМК), включающая в себя:

1) ЧЭМК с мелкими месторождениями Среднего и Южного Урала, а также Рай-Изский массив в Ямало-Ненецком АО, включающий Центральное и Западное месторождение;

2) Серовский завод ферросплавов с Сарановской шахтой «Рудная» (месторождения Главное Сарановское и Сарановская группа россыпей) и ООО «Хром-Ресурс» с месторождениями Курмановское, Лесное, Поденный рудник, приобретенными в 2015 году.

2. ОАО «УК Росспецсплав», имеющим Ключевский завод ферросплавов и Жижинско – Шаромское месторождение.

3. Относительно новый игрок в России – турецкая компания Yildirim Group (Йылдырым Групп), обладающая серьезным многопрофильным имиджем, в том числе собственной хромом – рудной базой в Турции и ГОКом «Восток» в Казахстане, Тихвинским ферросплавным заводом, выгодно приобретенным у ОАО «Мечел», а также одним из старейших заводов в Швеции по производству феррохрома VARGÖN ALLOYS AB.

Компания является крупнейшим в мире производителем крупнокусковой руды, вторым по величине производителем высокоуглеродистого феррохрома. Учитывая значительный ресурс влияния компании на хромовую промышленность Турции, Индии, Швеции и Казахстана, ее роль в России уже сегодня значительна и будет еще более значимой.

Ко второй группе необходимо отнести ОАО «ГМК «Норильский никель» с ООО «Северная хромовая компания» в Карелии Мурманске по Сопчеозерскому и Аганозерскому месторождениям. Следует отметить, что структура её не устоялась и будет иметь существенные изменения.

Основные месторождения хромовых руд и распределение их запасов по субъектам представлены на рисунке 9. Основные параметры запасов у недр пользователей представлены в таблице 1. Следует дополнить, что по – прежнему перспективными являются: Агардагский массив в Республике Тыва; мелкие месторождения Среднего и Южного Урала. Утверждены прогнозные ресурсы по Челябинской области – 11,6 млн т, а в Свердловской области – 11,6 млн т руды. Так, проведение работ на Верблюжьегорском и Хабаровинском ультрабазитовых массивах позволило получить оценку прогнозных ресурсов хромовых руд 3,85 млн. т категории P_2 и 0,58 млн. т ресурсов категории P_1 указанных массивах. В 2014 году начаты массово-оценочные работы в главной зоне Аккаргинского массива и его Халиловском участке в Оренбургской области [7].

Российские производители импортируют хромитовые руды главным образом из Казахстана. Крупнейшими производителями хрома в РФ являются ЧЭМК, СЗФ, КЗФ и Тихвинский завод ферросплавов.



Рисунок 9 – Распределение хромовой руды по субъектам РФ

Таблица 1 – Недропользователи и параметры месторождений

Недропользователь, месторождение	Запасы, тыс.т руды		Доля в ба- лансовых запасах РФ, %	Среднее со- держание Cr ₂ O ₃ в рудах, %	Добыча в 2014 г., тыс.т руды
	A+B+C ₁	C ₂			
ОАО «Челябинский электрометаллургический комбинат»					
Центральное (ЯНАО)	92	1835	3,8	35,7	306
Западное (ЯНАО)	856	2044	5,7	39,1	0
ОАО «Сарановская шахта “Рудная”»					
Главное Сарановское (Пермский край)	1409	3288	9,2	39	116
ООО «Западно – Уральский хром»					
Южно – Сарановское (Пермский край)	1983	879	5,6	37,7	0
ОАО «Карелмет»					
Аганозерское (Республика Карелия)	8111	18477	52,4	22,7	0



Рисунок 10 – Динамика производства феррохрома и силикохрома в России 2017 -2018 гг

Объем производства феррохрома в России в 2014 г. составило около 440 тыс. т, а видимое потребление – около 119 тыс. т. Использование бедных хромитовых руд нельзя ограничивать только их подшихтовкой к богатым рудам и применением в обогащенном виде (концентрате). Эффективными путями использования бедный руд также являются [12]:

- выплавка углеродистого феррохрома с пониженным содержанием хрома (так называемого «charge chrome»), используемого за рубежом в основном при выплавке нержавеющей стали;
- применение вместо богатой руды при получении передельных сортов ферро- и силикохрома;
- использование при выплавке комплексных ферросплавов с хромом, в которых содержание хрома составляет 10 – 40 %.

Производство малотоннажных ферросплавов

Следует еще раз отметить такую возрастающую в последние годы тенденцию в развитии сталеплавленного производства, как комплексное легирование и микролегирование не только специальных, но и низколегированных сталей группы HSLA - высокопрочные низколегированные стали. Все более широкое распространение получают новые марки сталей, где

наряду с традиционными элементами (Mn, Si и Cr) включены также до 0,5 % Ni 0,5 % Mo, 0,3 % Nb и 0,3 % V. Расширение сортамента ферросплавного производства применительно к обеспечению потребности сталеплавильной отрасли связано прежде всего с выплавкой ферросплавов малотоннажной группы – сплавов никеля, титана, ниобия, молибдена, ванадия и феррованадия, ферровольфрама и др.

Характерна в этом плане ситуация на рынке ниобия. Во-первых, этот рынок является одним из наиболее динамично развивающихся – в ближайшие несколько лет ожидается рост потребления ниобия для выплавки высокопрочных сталей строительного сортамента, автомобилестроения, коррозионностойких сталей (легирование совместно с титаном и хромом), высокопрочных трубных сталей для изготовления специального оборудования. В связи с этим ниобиевые стали называют даже «новой эрой» в производстве легированных сталей. Основные производители сплавов ниобия Бразилия (около 90 % мирового производства) и Канада. Мировое производство и потребление феррониобия в 2013 г. составили около 80 тыс. т. В 2014 г. увеличение выплавки феррониобия оценивалось в 83 тыс. т, в последние пять лет прирост составляет примерно 4,9 % ежегодно.

На мировом рынке (данные 2017 г.) реализуется около 80 тыс. т вольфрамсодержащей продукции, из которых на долю собственно ферровольфрама приходится около 20 %, т. е. порядка 16 тыс. т. Крупнейшими производителями и экспортерами ферровольфрама являются такие страны, как Китай (2,8 тыс. т), Вьетнам (2,2 тыс. т), Швеция (0,5 тыс. т). Содержание вольфрама в нем составляет обычно 75 – 85 % (в сплаве шведского производства – более 90 %), сплав поставляется в виде кусков размером 80 – 100 мм, брикетов (40 мм) и окатышей (3 – 10 мм). Вольфрам используется для выплавки главным образом инструментальных, в том числе быстрорежущих сталей, высокопрочных углеродистых сталей различного назначения; марочный сортament этих сталей наряду с вольфрамом включает также молибден и хром.

В целом металлургия поглощает почти 95 % всего добываемого вольфрама. Металлургия широко использует не только чистый вольфрам, но, главным образом, более дешевый ферровольфрам – сплав, содержащий 80 % W и около 20 % Fe, который получают в электродуговых печах. Из вольфрамовой стали и других сплавов, содержащих вольфрам или его карбиды, изготавливают танковую броню, оболочки торпед и снарядов, наиболее важные детали самолетов и двигателей [13].

Объем добычи вольфрама в мире составляет 85-87 тыс. т. Распределение запасов вольфрама в мире приведены в рисунке 11 [14].

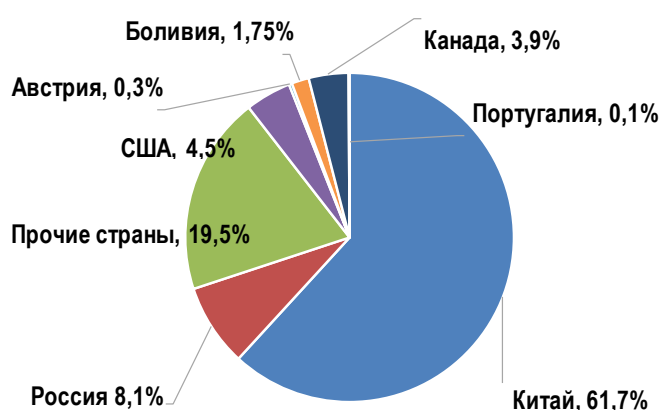


Рисунок 11 – Распределение запасов вольфрама в мире

По объему добычи вольфрама Россия занимает третье место в мире. России за год добывается порядка 2,6 тыс. т вольфрама. В 2016-2018 годах добыча вольфрама из недр велась на шести месторождениях. Более 90 % добычи обеспечили четыре коренных месторождения: Восток-2 в Приморском крае, разрабатываемое ОАО «Приморский ГОК», Спокойнинское в Забайкальском крае ЗАО «Новоорловский ГОК» и Лермонтовское в Приморском крае, эксплуатируемое ООО «Лермонтовский ГОК» и ЗАО «Закаменск».

Общий объем импорта ферровольфрама в РФ по итогам 2014 г. составил 13,3 тыс. т, экспорта – около 880 т [7].

Основными производителями ферромolibдена и ферровольфрама в РФ являются ОАО КЗФ и Рязанский завод ферросплавов и лигатур. Производство ферромolibдена в России по итогам 2014 г. составило около 6,4 тыс. т, а видимое потребление около 1,4 тыс. т при импорте 315 т и экспорте более 5 тыс. т. Общий объем импорта ферровольфрама в РФ по итогам 2014 г. составил 13,3 тыс. т, экспорта – около 880 т [9].

Потребность в никеле для выплавки специальных, прежде всего коррозионностойких сталей удовлетворяется главным образом за счет электролитического никеля, производимого на предприятиях цветной металлургии. В то же время по мере развития новых технологий в сталеплавильном производстве (комбинация в различных вариантах дуговых сталеплавильных печей и кислородных конвертеров) на рынке легирующих материалов появился новый никель-содержащий продукт, получивший название NPI (от англ. Nickel Pig Iron – никелевый чушковый чугун). Применение NPI особенно эффективно при выплавке коррозионностойкой стали AOD-процессом. Одним из крупнейших производителей ферроникеля является Индонезия, где суммарно мощности по выплавке ферроникеля в Индонезии превысили 140 тыс. т в год.

Производство ферроникеля в России осуществляется в ОАО «Южуралникель» и ОАО «Буруктальский никелевый завод». Общий объем экспорта ферроникеля из России в 2014 г. составил около 13,1 тыс. т.

Мировое производство и потребление ванадия в виде феррованадия составляют 86 тыс. т (данные 2013 г.). Отмечается непрерывный рост объема производства этого сплава: прогнозируется, что к 2020 г. этот показатель возрастет до 140 тыс. т. Основные производители феррованадия (по странам и регионам): Китай – 49,7 % мирового производства, ЮАР – 13,9 %, Россия – 7,8 %, Европа – 6,7 %, Северная Америка – 4,5 %. Рост потребности в феррованадии связан с вышеотмеченным увеличением объема выплавки сталей группы HSLA, где используется 59 % произведенного феррованадия; 31 % потребляется в специальных сталях; 4 % – комплексные высоколегированные «суперсплавы» (обычно вместе с титаном), 2 % ванадия используется для получения литейных чугунов. В Китае потребляется 46 % произведенного в мире ванадия, в Европе – 17 %, в Северной Америке – 13 %, в Японии – 7 %, в СНГ – 6 %, в Индии – 3 %; другие страны – 8 %.

Из ванадиевого шлака в мире производится 72 % феррованадия, из первичной руды – 19 %, из вторичного ванадийсодержащего сырья – 9 %. Следует отметить, что, как и в отношении других малотоннажных ферросплавов, продолжается активная геологическая разведка новых источников ванадийсодержащих руд. Так, в последние годы открыто и осваивается месторождение в Западной Австралии, где учтено 246 млн т руды с содержанием 0,47 % V₂O₅.

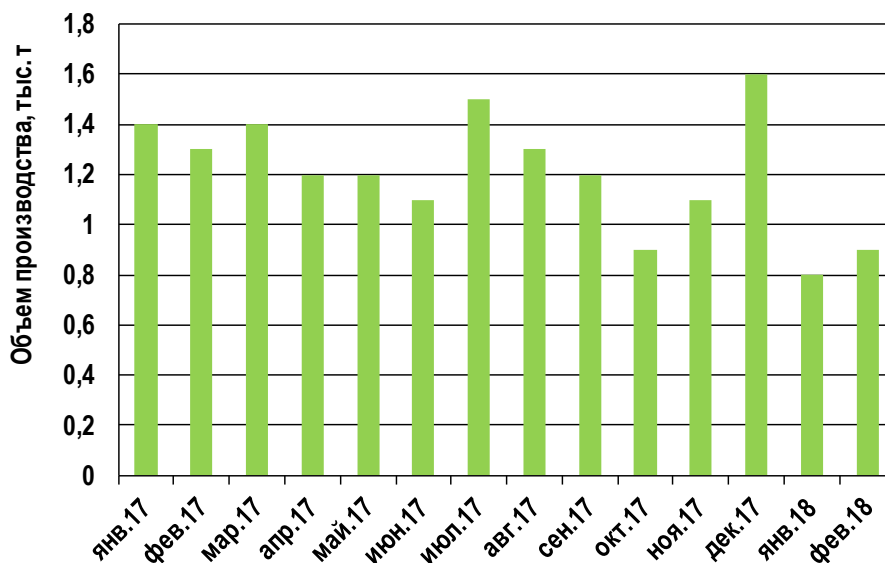


Рисунок 12 - Динамика производства феррованадия в 2017 -2018 годах в России

В РФ выпуск феррованадия налажен в ОАО «ЕВРАЗ Ванадий Тула» и ОАО «Чусовской металлургический завод». [9].

Ферротитан в РФ производят на ряде предприятий – ОАО «ВСМПО-АВИСМА», ОАО КЗФ, ЗАО «Каскад АВС», ООО «Нова-Мет» и др. В 2014 г. общий объем экспорта ферротитана из России превысил 14,7 тыс. т.

Заключение

В условиях обострения борьбы за внутренний и мировой рынки ферросплавов, усиления импортозамещения продукции актуальной задачей остается повышение конкурентоспособности ферросплавных предприятий России за счет снижения производственных затрат и улучшения качества продукции. Прогнозируемое к 2020 г. увеличение выплавки стали, в первую очередь высоколегированной и низколегированной стали группы HSLA, потребует соответствующего увеличения выпуска ферросплавов и ферросплавного сырья. Для достижения этих целей необходимо прежде всего решить вопросы энергообеспечения ферросплавных предприятий и повышения энергоэффективности ферросплавных переделов, а также обеспечения квалифицированным персоналом, требования к которому постоянно растут. Решение проблем на основе миграционных ресурсов, как показывает зарубежный опыт, повышает технологические риски.

Библиографический список

1. Буданов, И.А. Новые условия формирования российского рынка металлов [текст] / И. А. Буданов // Сталь. – 2018 - № 8. – С. 64-66.
2. Приказ Минпромторга России от 18 марта 2009 г. N 150. Стратегия развития металлургической промышленности России на период до 2020 года.
3. Юзов, О. В. Тенденции изменения производственных и экономических показателей металлургических и трубных предприятий России [текст] / О. В. Юзов, А. М. Седых, Т. М. Петракова // Сборник трудов XIV Международного конгресса сталеплавильщиков, Москва ; Электросталь, 17-21 октября 2016 - С. 21-31.
4. Леонтьев, Л. И. Современное состояние ферросплавного производства в России [текст] / Л. И. Леонтьев, В. И. Жучков, А. В. Жданов, В. Я. Дашевский // Сталь. – 2015 – №10 – С. 21-25.
5. Рынок ферросплавов. Маркетинговое исследование [Электронный ресурс] / ООО «Индексбокс Маркетинг»: URL: www.indexbox.ru
6. METALRESEARCH LLC Аналитическая группа "Металлургические исследования" [Электронный ресурс] / URL: <http://metalresearch.ru>.
7. Энергоэффективность и экологичность – будущее мировой ферросплавной промышленности (по материалам международного ферросплавного конгресса ИНФАКОН-14) [текст] // Сталь. – 2015 - №9 - С.18-22.
8. Дашевский В.Я. Повышение извлечения марганца при производстве марганцевых сплавов [текст] / В. Я. Дашевский, А. А. Александров, А. В. Жданов, В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев // Сталь.- 2017.- № 8- С.20-23.
9. Дашевский В.Я. Проблемы использования марганца в российской металлургии [текст] / В. Я. Дашевский, В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев // Сталь – 2019 - №1. - С.16-23.
10. Черная металлургия. Нынешнее состояние, проблемы и перспективы развития металлургии [Электронный ресурс] /URL: http://emchezgia.ru/ferrosplavy/33_proizvodstvo_Cr.php.
11. Нурмаганбетова Б.Н. Разработка технологии агломерации мелочи хромовых руд с применением алюмосиликатных флюсов. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Уральский федеральный университет. – Екатеринбург, 2017. – 140 с.
12. Чернобровин В.П. Состояние хромовой промышленности России [текст] / В. П. Чернобровин // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». – 2017. – Т. 17, № 1. – С. 44–48
13. Урал – металл [Электронный ресурс] – URL: <http://www.tantal-ural.ru/pages/4270-perspektivy-razvitiya-i-zapasy-volframa-v-mire>
14. Металлы России и СНГ [Электронный ресурс] –URL: <http://www.metaltorg.ru/>

НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СВАРКИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ РЕЛЬСОВ

Козырев Н.А.¹, Шевченко Р.А.¹, Протопопов Е.В.¹, Кратько С.Н.², Хомичева В.Е.¹

¹*Сибирский государственный индустриальный университет»,*

²*ООО «РСП-М» структурное подразделение рельсосварочное предприятие № 29 (РСП-29)*

Аннотация. В РФ при изготовлении длинномерных рельсовых плетей предусмотрена обязательная термическая обработка после операции контактной стыковой сварки. В промышленных условиях опробован способ контактной стыковой сварки, позволяющий получать сварное соединение изделий из рельсовой стали с необходимым и превосходящими технические требования СТО РЖД 1.08.002-2009 по механическим свойствам сварные соединения рельсов типа Р65 категории ДТ350.

В результате проведенных промышленных экспериментов на машине для контактной стыковой сварки МСП-6301 определены оптимальные параметры: время охлаждения после осадки (характеризуется скоростью охлаждения (степень переохлаждения аустенита) и температурой, до которой происходит охлаждение); время подогрева (характеризуется температурой, до которой происходит нагрев); время охлаждения после подогрева (характеризуется температурой, до которой происходит охлаждение); количество импульсов подогрева (характеризуется инкубационным периодом превращения аустенита в перлит).

Ключевые слова: контактная стыковая сварка, длинномерные рельсовые плети, индукционная термообработка, изотермическая выдержка, зона термического влияния, статический трехточечный изгиб.

NEW TECHNOLOGY FOR WELDING OF RAILS

Kozyrev N.A.¹, Shevchenko R.A.¹, Protopopov E.V.¹, Krutko S.N.², Khomicheva V.E.¹

¹*Siberian state industrial University,*

²*LLC RSP-M structural division rail welding enterprise no №29 (RSP-29)*

Annotation. In the Russian Federation in the manufacture of long welded rails a mandatory heat treatment after operation flash butt welding. In industrial conditions tested butt welding method which allows receiving weld products from rail steel with necessary and superior specifications HUNDRED CFR 1.08.002-2009 on mechanical properties of welded connection Rails type r 65 categories DT 350.

As a result of industrial experiments on machine for Flash-butt welding of MPW-6301 defined optimal parameters: cooling time after upsetting (characterized by cooling speed (degree of supercooling austenite) and temperature to which cooled); warm-up time (characterized by fever, to which the heat); cooling time after heating (characterized by fever, which occurs cooling); the number of pulses of heating (characterized by an incubation period of transformation of austenite to Pearlite).

Keywords: resistance butt welding, long rail lashes, induction heat treatment, isothermal exposure, heat-affected zone, static three-point bending.

В настоящее время наибольшее распространение электроконтактный способ сварки рельсов методом пульсирующего оплавления. Считается, что данный метод наиболее экономичен и технологичен в сравнении с непрерывным оплавлением. При контактной сварке рельсов, так же, как и при других видах сварки происходит нагрев и непрерывное охлажде-

ние металла в ЗТВ. В зависимости от химического состава стали, выбирается технологический процесс сварки с использованием существующих методов оплавления: непрерывного или пульсирующего, определяющих линейную величину и температурные поля в ЗТВ сварного стыка [1, 2]. Выбор теплового режима основан на исключении образования структур закалки (мартенсита и бейнита), вызывающих дополнительные напряжения и трещины, которые приводят к разрушению рельсов [3]. В связи с этим [4] особое значение приобретает разработка таких режимов сварки для железнодорожных рельсов высокоскоростных магистралей, изготовленных из хромистой стали.

Сварные стыки рельсовых плетей после сварки, обязательно подвергаются термической обработке на индукционных установках УИН-001-100/РТ-С и УИН-001-100/РТ-П (далее УИН), производимых предприятием ООО «Магнит М». Ранее для термической обработки использовались установки ИТТЗ-250/2,4 с источником питания мощностью 250 кВт, мощность источника питания установок УИН составляет 100 кВт при одинаковой скорости нагрева сварного стыка рельса. Наиболее существенным изменением является замена воздушно-водяной смеси, используемой в качестве закалочной среды на установках ИТТЗ-250/2,4 на сжатый воздух в установках нового поколения. Использование сжатого воздуха обеспечило более качественную термическую обработку сварных стыков, что является особо актуальным в связи с расширением применения на отечественных железных дорогах легированных сталей, в том числе легированных хромом. Для этих сталей закалочное охлаждение воздушно-водяной смесью способствует получению структур с наличием мартенсита, что резко снижает сопротивление рельсов усталостному и хрупкому разрушению рельсовой стали [5].

При всех положительных воздействиях термической обработки с применением закалочной среды в виде сжатого воздуха у современных индукционных установок имеется ряд недостатков, которые связаны с:

- появление новых зон термического влияния при местном нагреве сварных стыков при термической обработке,
- односторонним охлаждением только со стороны головки, что приводит к ухудшению прямолинейности сварных стыков после охлаждения,
- недостаточной глубиной прогрева сварных стыков при термической обработке.

Локальная термическая обработка сварного стыка приводит к увеличению и появлению новых зон термического влияния по сравнению с зонами при сварке рельсов контактным способом без термической обработки. Увеличение линейной величины зон после термической обработки в головке рельса на расстоянии порядка 40–47 мм от сварного стыка и в его подошве на расстоянии 70–75 мм приводит к снижению механических свойств сварного стыка [5].

Компанией Shlatter предложено решение данной проблемы с использованием процесса контактной стыковой сварки оплавлением рельсов на оборудовании: стационарной рельсосварочной машине ГАА 100. Процесс разделяют на три этапа. Первый этап – разогрев свариваемых поверхностей, второй этап – фактическая сварка, третий этап – охлаждение сварного соединения. Первый этап разогрева, в свою очередь, делят еще на три этапа: 1- «намеренное оплавление», 2- «предварительное нагревание» и 3- «оплавление». Второй этап фактической сварки является осадкой под током. Во время последнего третьего этапа после сварки применяется термообработка подобно предварительному подогреву для снижения скорости охлаждения после сварки – производят пропускание электрического тока через сварной стык несколькими импульсами. Данные импульсы тока предназначены лишь для снижения скорости охлаждения и исключения образования закалочных структур в металле сварного соединения [6].

Разработанный в условиях СибГИУ и защищенный патентом РФ альтернативный способ решения проблемы, который предполагает после осадки и охлаждения сварного стыка в момент достижения необходимой температуры, удерживать заданную температуру путем пропускания импульсов переменного электрического тока через сварной стык. Температура выдержки выбирается исходя из получения более мелкодисперсной структуры металла шва. Время выдержки определяется инкубационным периодом образования необходимой

структуры и регулируется количеством импульсов тока [7].

Изучение влияния режимов сварки с последующей изотермической выдержкой образцов из рельсовой стали, производимой путем пропускания импульсов переменного электрического тока после сварки на качественные показатели сварного стыка проводили на машине для контактной стыковой сварки МСР-6301 в условиях рельсосварочного предприятия ООО «РСП-М» (РСП-29). Для исследования вырезались образцы полнопрофильных рельсов типа Р65 категории ДТ350 длиной 600 мм. Сварка рельсов производилась по заданному режиму (таблица 1). Режим сварки главным образом заключается в управлении оплавлением при контактной стыковой сварке, что осуществляется корректировкой задаваемой скорости оплавления в зависимости от текущего значения тока. Это осуществляется изменением установок начала коррекций скорости (ток коррекции $I_{кор}$), тока $I_{ост}$, останавливающего подачу, и тока $I_{рев}$, дающего команду на реверс. Для этого программируемые значения скорости и тока оплавления, реализующие обратную связь $I_{кор}$, $I_{ост}$, $I_{рев}$, подбирают таким образом, чтобы фактическое среднее значение тока на осциллограмме было в 2 раза меньше тока короткого замыкания. Это соответствует максимуму электрической мощности, развиваемой в контакте между оплавляемыми торцами заготовок. Недопустимые отклонения тока форме скачкообразных изменений его величины исключаются благодаря быстродействующей обратной связи. Эта же обратная связь стабилизирует текущее значение сварочного тока.

Таблица 1 – Режим сварки рельсов Р65

№ уч.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
S, мм	2	4	3	2,5	2,5	2	1,5	1,5	1,5	1,5
U, %	75	70	55	60	60	65	70	88	88	98
V _в , мм/с	0,6	1,3	0,8	1	1,1	1,2	0,7	0,9	1,1	1,2
V _н , мм/с	0,5	0,6	0,5	0,4	0,4	0,5	0,4	0,3	0,2	
I _{кор} , А	200	300	200	200	250	250	250	300	400	500
I _{ост} , А	300	450	350	350	400	400	460	500	600	700
I _{рев} , А	400	500	400	400	450	450	550	600	700	800
I _{кз} , А	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200
Soc.=14 мм – путь осадки; Voc. = 100 мм/с – скорость осадки; Si = 6 мм – путь осадки под током.										

Для получения информации о термическом влиянии на структуру металла измерения температур в зоне термического влияния во время сварки производилось с помощью тепловизора HotFind-D. Тепловизор HotFind-D позволяет производить измерение температур до 1500°C. Тепловизор снабжен неохлаждаемой микроболометрической матрицей в фокальной плоскости объектива разрешением 160×120 пикселей. Передача видеозображения термограмм на ПК производится с помощью платы видеозахвата аналогового сигнала в формате NTSC частотой 60 Гц. Тепловизор устанавливался на штативе на расстоянии 1 метр от сварного стыка рельсов (рисунок 2).

Для поиска оптимальных режимов изотермической выдержки в первой серии экспериментов проведен полный факторный эксперимент $N = 2^k$ (таблица 2). Исследуемыми параметрами являлись:

X_1 – время охлаждения после осадки (характеризуется скоростью охлаждения (степень переохлаждения аустенита) и температурой T1, до которой происходит охлаждение); X_2 – время подогрева (характеризуется температурой T2, до которой происходит нагрев); X_3 – время охлаждения после подогрева (характеризуется температурой T1, до которой происходит охлаждение); X_4 – количество импульсов подогрева (характеризуется инкубационным периодом превращения аустенита в перлит).



Рисунок 2 – Оборудование для измерения температуры сварного соединения рельсов

Длительность выдержки (X_1) необходимо подобрать таким образом, чтобы сварной стык остыл до значений температуры, при которой образуется необходимая структура металла шва. Импульсы пропускания тока задавались с определенным интервалом. Длительность импульса (X_2) определяется температурой сварного стыка, которая не должна подниматься выше значений температур, требуемых для образования необходимой структуры. Длительность интервала (X_3) подбирается таким образом, чтобы температура сварного стыка не опускалась ниже значений температур, при которых образуется необходимая структура металла шва. Количеством импульсов (X_4) задается время, в течение которого поддерживается средняя температура сварного стыка, необходимая для формирования требуемой структуры при сварке.

Таблица 2 – Матрица планирования экспериментов $N = 2 \cdot 3^k$

№ образцов	Значения факторов		
	X_1, c	X_2, c	X_3, c
1	60	2	30
2	160	2	30
3	60	6	30
4	160	6	30
5	60	2	15
6	160	2	15
7	60	6	15
8	160	6	15

Для сравнения так же была проведена сварка образца № 0 – без изотермической выдержки. Количество импульсов (X_4), для уменьшения количества опытов, задавалось равным 4 на всех режимах изотермической выдержки.

Управление режимами изотермической выдержки после сварки осуществляется с помощью персонального компьютера, изменяя программу промышленного контроллера SIMATIC S7–300. С помощью программного обеспечения Simatic Step 7 была написана программа, позволяющая управлять режимами изотермической выдержки. Для задания необходимых временных параметров были использованы таймеры (рисунок 1а). Для включения сварочного трансформатора использовался триггер, к которому на входы S и R подключены последовательно и параллельно контакты, включающиеся по таймерам (рисунок 1б).

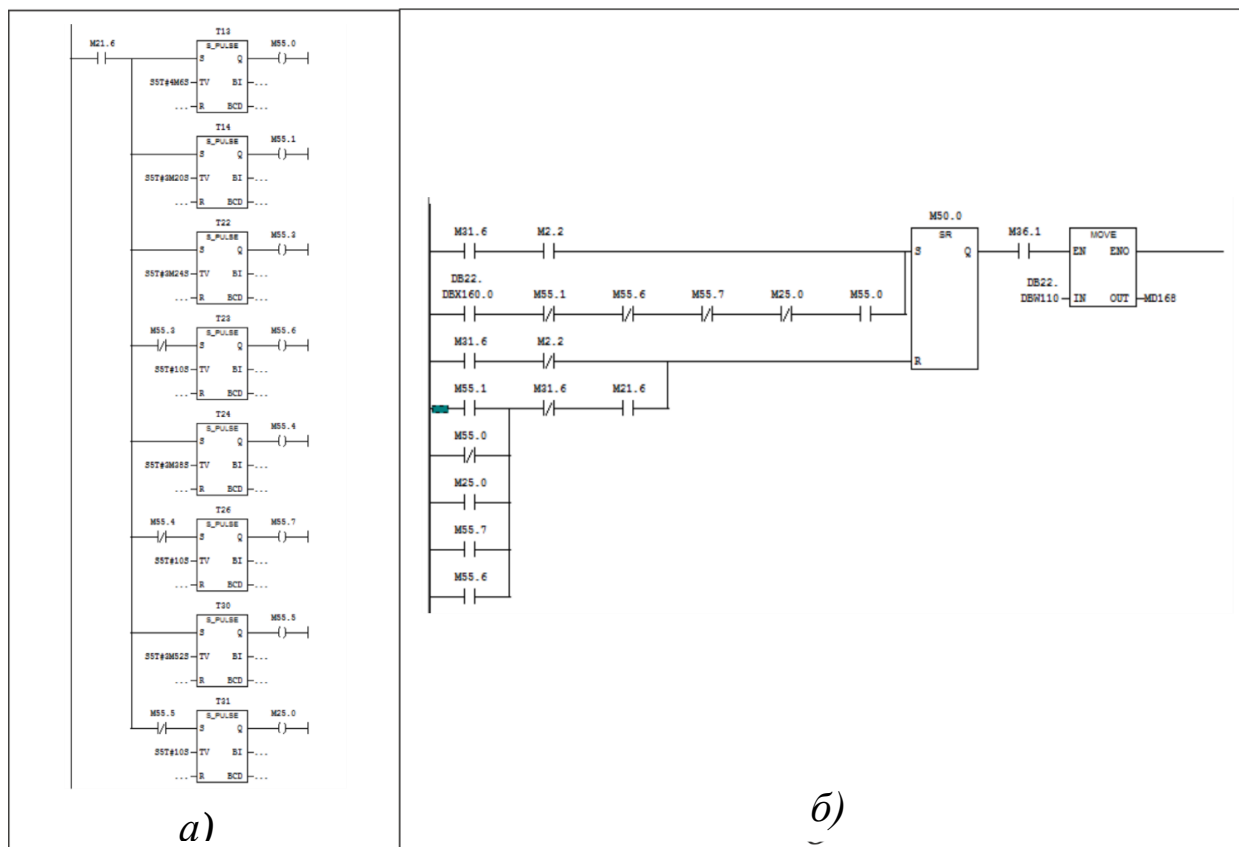


Рисунок 1 – Программа, отвечающая за изотермическую выдержку

На рисунках 1 – 9 представлены осциллограммы процесса сварке, где так же можно наблюдать включение трансформатора, позволяющие производить изотермическую выдержку сварного стыка рельсов.

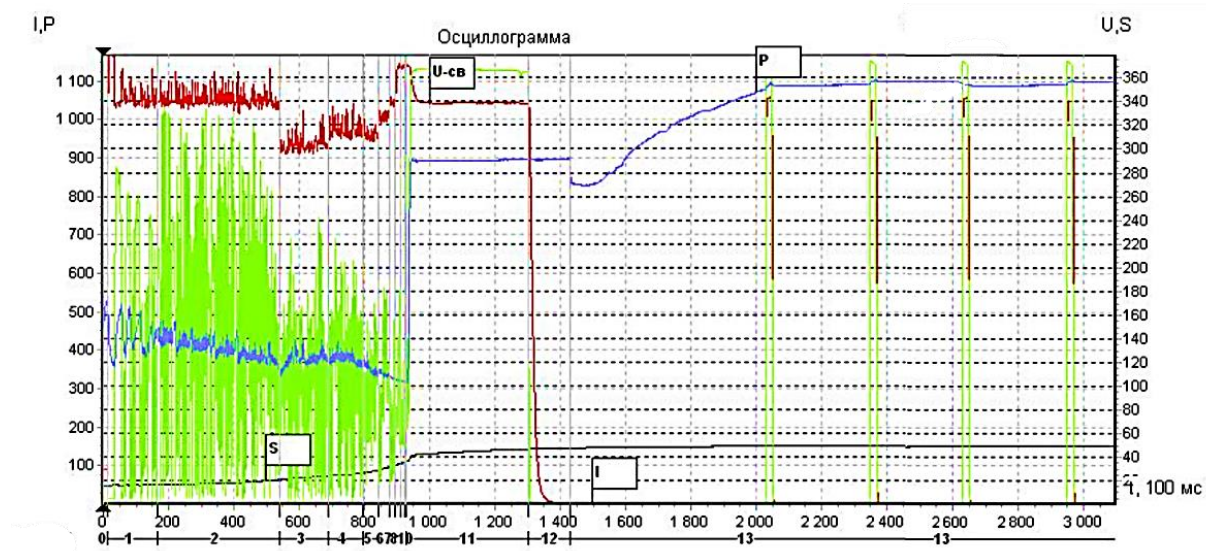


Рисунок 1 – Осциллограмма сварки образца 1

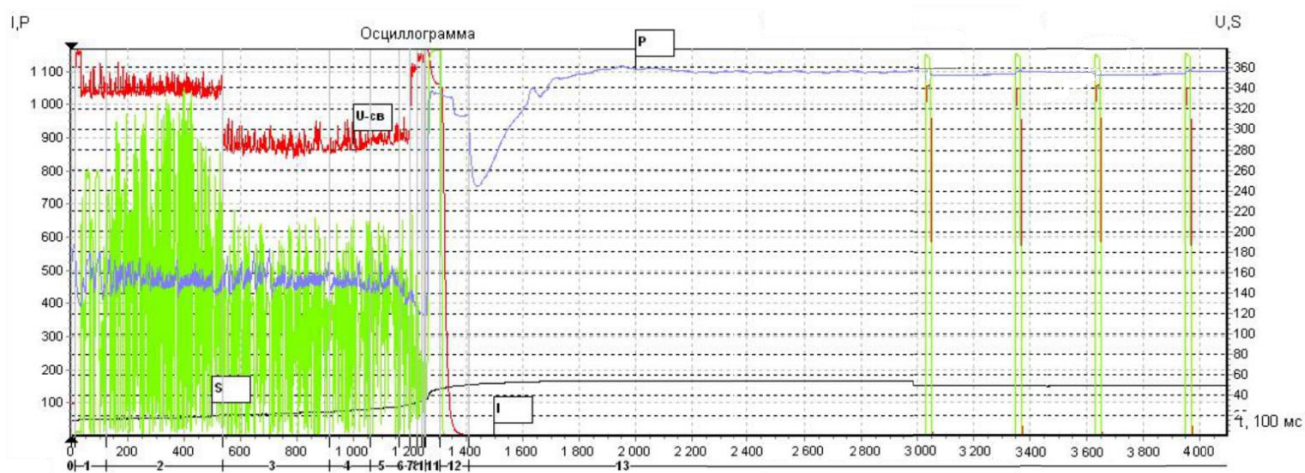


Рисунок 2 – Осциллограмма сварки образца 2

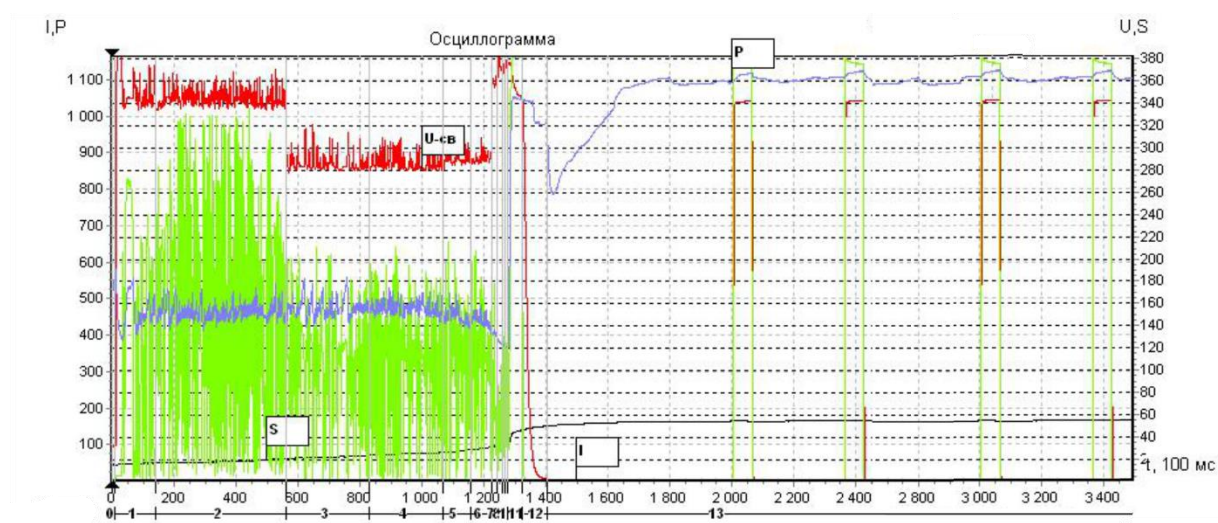


Рисунок 3 – Осциллограмма сварки образца 3

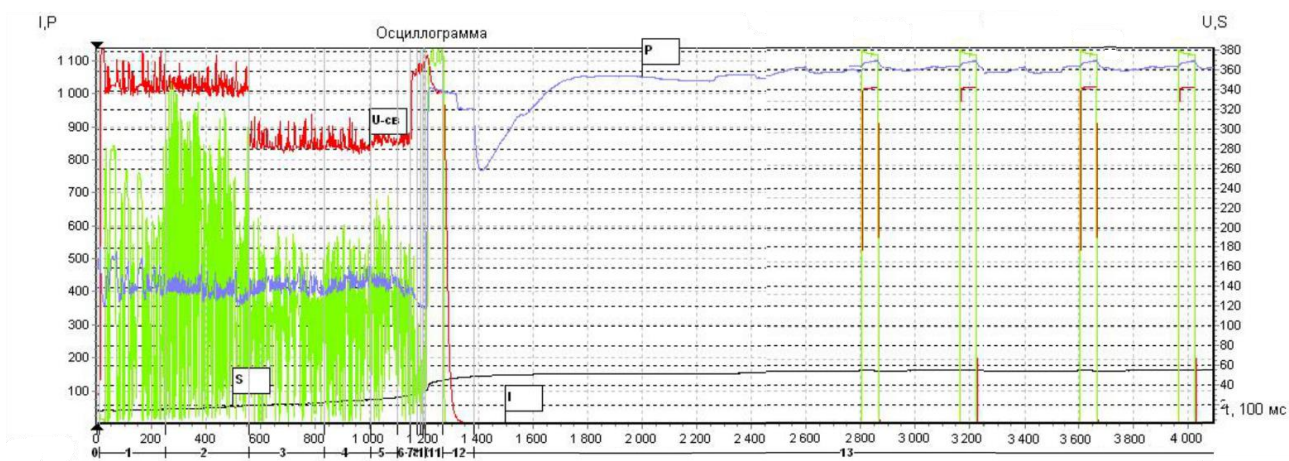


Рисунок 4 – Осциллограмма сварки образца 4

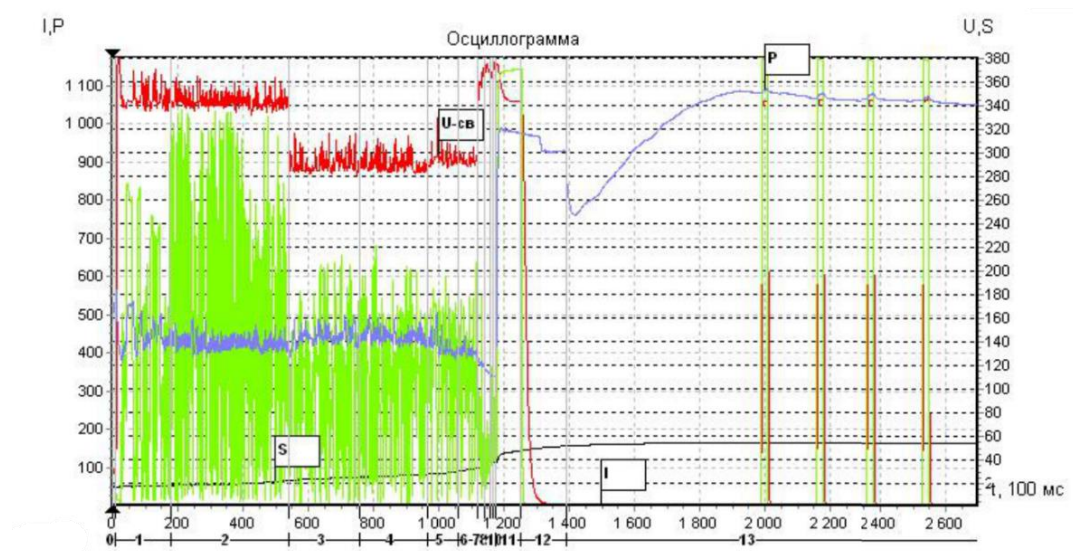


Рисунок 5 – Осциллограмма сварки образца 5

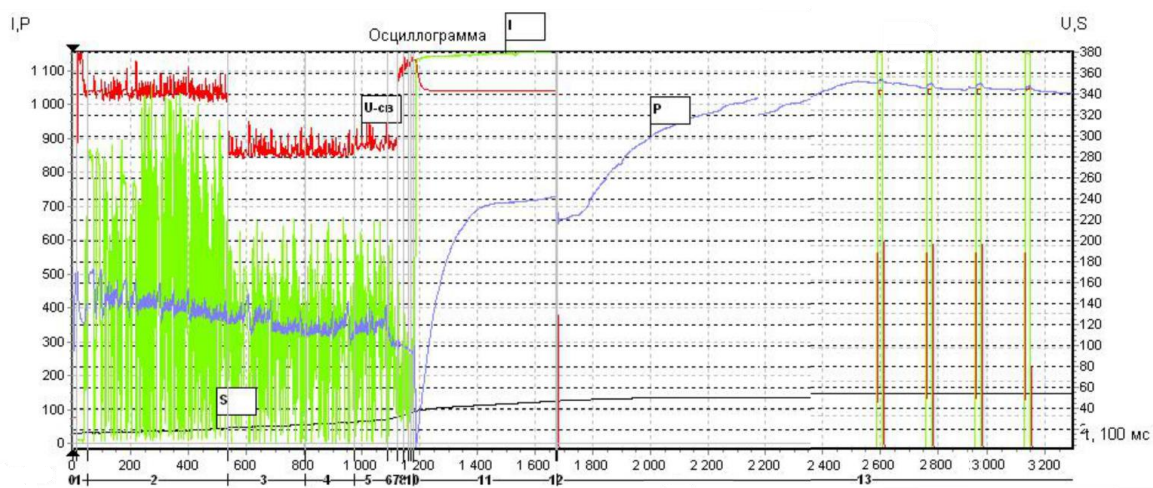


Рисунок 6 – Осциллограмма сварки образца 6

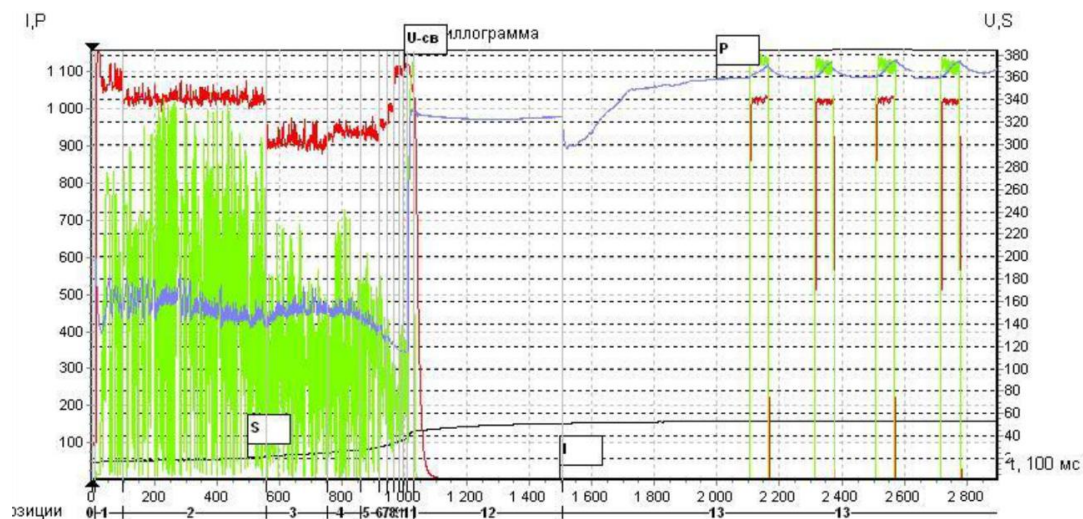


Рисунок 7 – Осциллограмма сварки образца 7

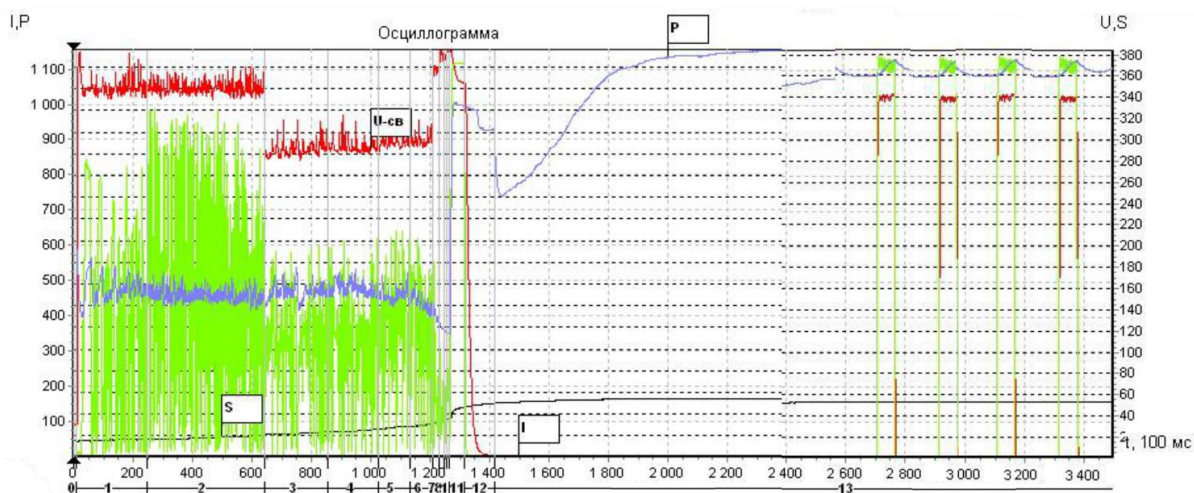


Рисунок 8 – Осциллограмма сварки образца

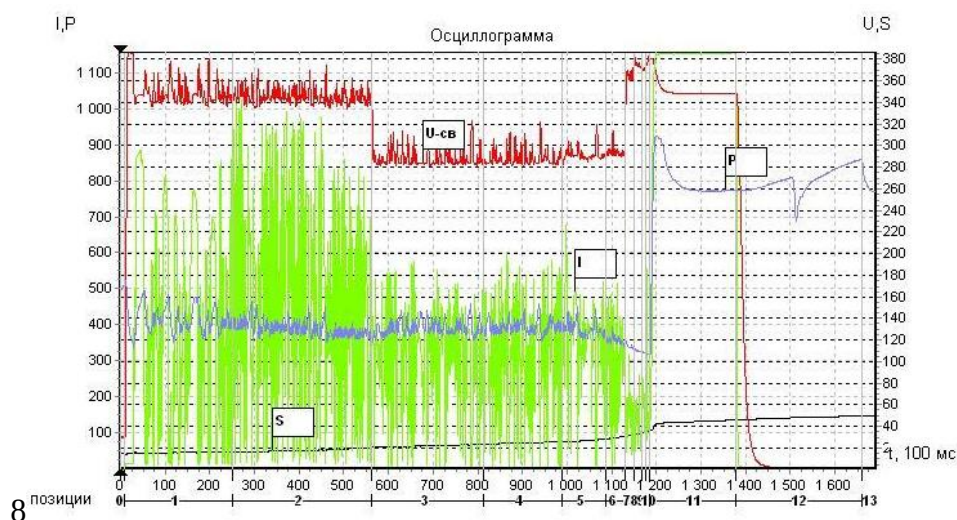


Рисунок 9 – Осциллограмма сварки образца 0

В дальнейшем проводили испытание нетермообработанных стыков на трехточечный статический изгиб согласно СТО РЖД 1.08.002-2009 «Рельсы железнодорожные, сваренные электроконтактным способом». Испытания на статический изгиб проводили на прессе типа ПМС-320. Контрольные образцы испытывались после сварки и удаления грата без дополнительной обработки стыков. При испытаниях на статический поперечный изгиб контрольный образец имел длину не менее 1200 мм со сварным стыком по середине. Нагрузку прикладывали в середине пролета контрольного образца в месте сварного стыка с расстоянием между опорами 1 м. Испытание контрольного образца производили, с приложением нагрузки на головку (рисунок 10). Результатами испытания являются значения усилия, возникающего при изгибе $P_{изг}$, кН и значения стрелы прогиба $f_{пр}$, мм при которых происходит разрушение контрольного образца, либо максимальные значения данных показателей, если образец не разрушился во время испытаний. В таблице 3 и на рисунке 11 приведены результаты испытаний.

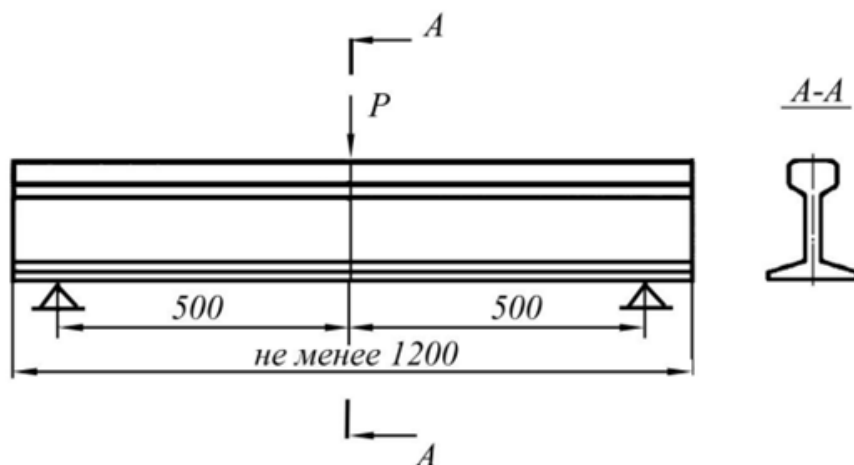


Рисунок 10 – Схема испытания на статический поперечный изгиб

Таблица 3 – Результаты испытаний на статический трехточечный изгиб

№ образцов	Значения факторов	
	$P_{изг}, \text{кН}$	$f_{пр}, \text{мм}$
1	2002	17,4
2	1882	17,9
3	2364	35,4
4	1970	20,1
5	2107	23,4
6	1616	11
7	2059	20,9
8	2244	31,2
0	2179	24,4

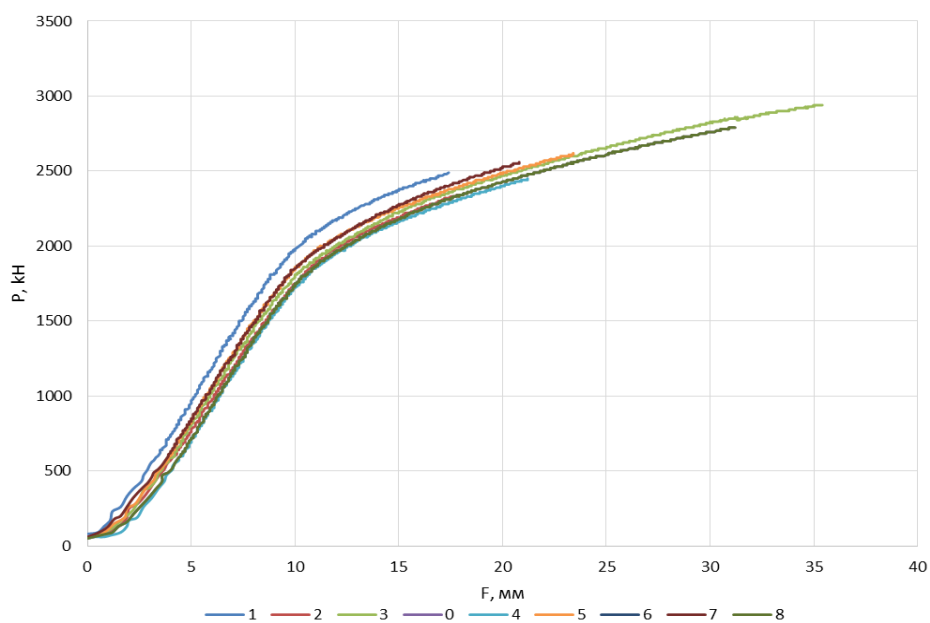


Рисунок 11 – Результаты испытаний на статический трехточечный изгиб

В результате эксперимента образцы 3 ($P_{изг} = 2364 \text{ кН}$, $f_{пр} = 35,4 \text{ мм}$) и 8 ($P_{изг} = 2244 \text{ кН}$, $f_{пр} = 31,2 \text{ мм}$) имеют значения показателей испытаний выше ($P_{изг} = 2000 \text{ кН}$, $f_{пр} = 27 \text{ мм}$) требований СТО РЖД 1.08.002-2009. Согласно данным были получены регрессионные модели для выходных параметров усилия при изгибе и стрелы прогиба:

$$P_{изг} = 1926,5 - 2,05 X_1 + 64,38 X_2 + 3,2 X_3; R^2 = 0,61,$$

$$f_{пр} = 15,72 - 0,04 X_1 + 2,37 X_2 + 0,07 X_3; R^2 = 0,51.$$

При этом рассмотрев процесс охлаждения (рисунок 12 и 13) наилучших результатов можно сделать вывод о том, что формирование благоприятных механических свойств сварного соединения произошло в некоторой степени из-за замедления скорости охлаждения, т. к. в полной мере не были реализованы режимы изотермической выдержки.

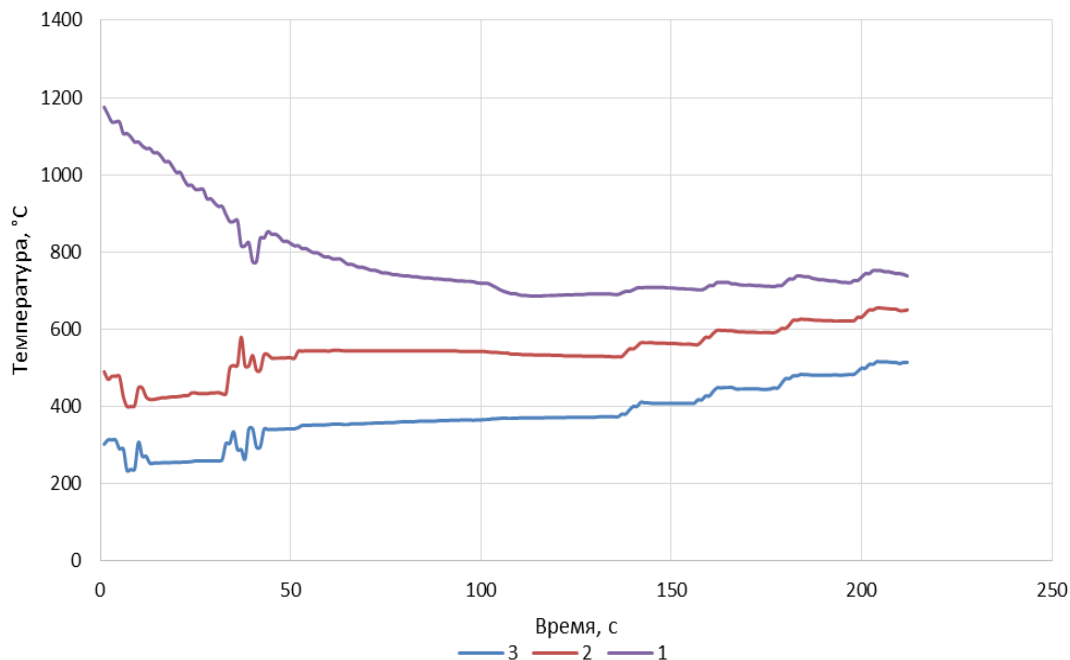


Рисунок 12 – График охлаждения после сварки образца 9

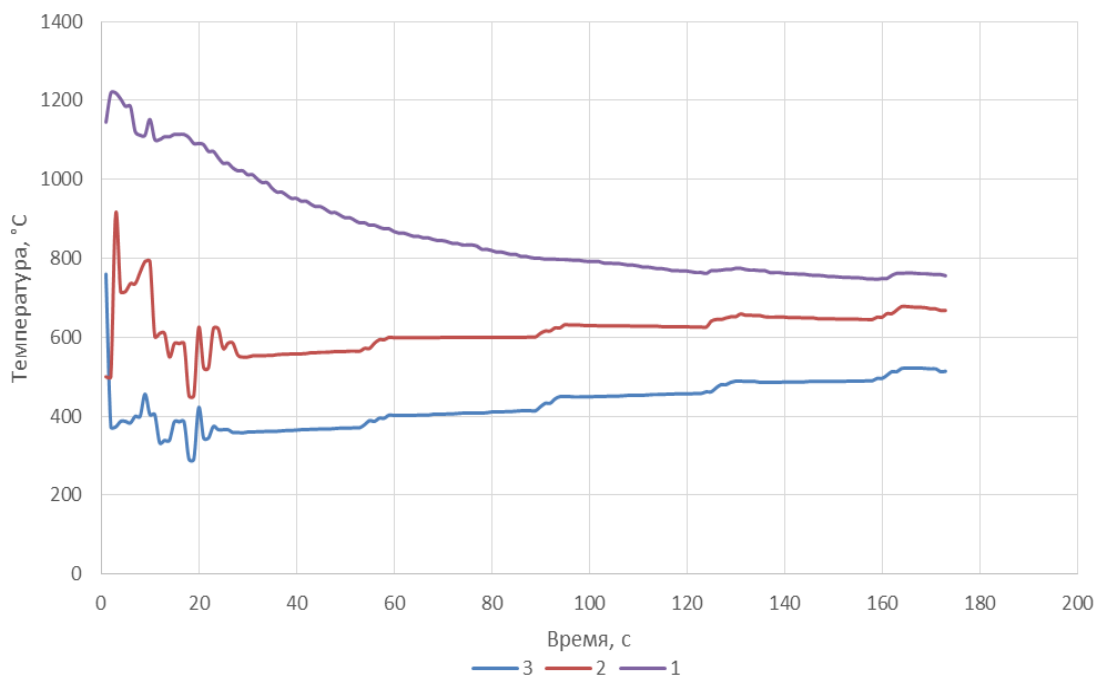


Рисунок 13 – График охлаждения после сварки образца 10

Для подтверждения результатов проведена вторая серия экспериментов где повторно проведена сварка на режимах наилучшими результатами испытаний, а также выбран режим изотермической выдержки, полностью удовлетворяющий температурным режимам (рисунок 14). Режимы и результаты повторной серии экспериментов приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты второй серии экспериментов

№ образ- цов	Значения факторов			Результаты испытаний на статический изгиб	
	X ₁ , с	X ₂ , с	X ₃ , с	P _{изг} , кН	f _{пр} , мм
9 (8) *	160	6	15	1962	21,5
10 (3) *	60	6	30	2276	34,2
11	200	4	10	2493	40,2
Количество импульсов (X ₄), для уменьшения количества опытов, задавалось равным 4 на всех режимах изотермической выдержки. * за скобками указан порядковый номер образца, в скобках номер повторяемого					

Результаты второй серии экспериментов подтвердили воспроизводимость параллельных опытов. В случае с образцом 9 (8) сыграла роль нестабильности работы рельсосварочной машины, т. к. данный образец варили первым после долгого простоя оборудования. Одним из факторов, оказывавших влияние на нестабильность, это недостаточный прогрев гидравлической жидкости, что на прямую влияет на параметры сварочного процесса (скорость передвижения подвижной станины во время оплавления и осадки).

Проведенные эксперименты позволили разработать, защищенный патентом РФ, способ контактной стыковой сварки [8], позволяющий получать сварное соединение изделий из рельсовой стали с необходимым и превосходящими техническими требованиями СТО РЖД 1.08.002-2009 по механическим свойствам сварные соединения рельсов типа Р65 категории ДТ350.

Библиографический список

1. Mitsuru F. Rail flash-butt welding technology/ F. Mitsuru, N. Hiroaki, N. Kiyoshi// JFE Technical Report. – 2015. – № 20. – P. 159 – 163.
2. Saita K. Trends in rail welding technologies and our future approach/ K. Saita, K. Karimine, M. Ueda, K. Iwano, T. Yamamoto, K. Hiroguchi // Nippon steel & sumitomo metal technical report. – 2013. – № 105. – P. 84 – 92.
3. Козырев Н.А. Железнодорожные рельсы из электростали [Текст]/ Н.А. Козырев, В.В. Павлов, Л.А. Годик, В.П. Дементьев. – Новокузнецк: ЕвразХолдинг, Новокузнецкий металлургический комбинат, 2006. – 388 с.
4. Шур Е.А. Комплексный метод контактной сварки рельсов: [Текст] / Е.А. Шур, В.А. Резанов// Вестник ВНИИЖТ. – 2012. – № 3. – С. 20 – 22.
5. Резанов В.А. Комплексный метод контактной сварки рельсов: [Текст] / В.А. Резанов, В.М. Федин, А.В. Башлыков, А.И. Фимкин, С.К. Земан // Вестник ВНИИЖТ. – 2013. – № 2. – С. 28 – 34.
6. Temperature field evolution during flash-butt welding of railway rails/ L. Weingrill, J. Krutzler , N. Enzinger // Materials Science Forum, Volume 879, pp 2088-2093, May 2016 || doi:10.4028/www.scientific.net/MSF.879.2088
7. Козырев Н.А., Шевченко Р.А., Крюков Р.Е., Усольцев А.А. Разработка новой технологии сварки рельсов для высокоскоростного движения // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2018. Вып. 8(1424). С. 50 – 57.
8. Пат. 2641586 РФ, МПК В 23 К 11/04. Способ контактной стыковой сварки рельсов / Е.В. Протопопов, Н.А. Козырев, Р.А. Шевченко, Р.Е. Крюков, С.В. Фейлер, А.А. Усольцев // Заявл. 07.12.2016; опубл. 18.01.18. Бюл. № 2.

**85 ЛЕТ В СИСТЕМЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ. К ЮБИЛЕЮ
КАФЕДРЫ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ И ЭКОЛОГИИ СИБГИУ**

Коротков С.Г., Темлянцева М.В., Стерлигов В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kafedra-TEE@yandex.ru*

Аннотация. Приведены сведения из истории становления и развития кафедры теплоэнергетики и экологии ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет». Рассмотрены основные вехи развития кафедры, сведения об учебно-методической и научной работе, достижениях её сотрудников, студентов и выпускников.

Ключевые слова: кафедра, теплотехника, теплоэнергетика, экология, металлургия, научные исследования, учебный процесс, диссертация, достижения.

**85 YEARS IN THE SYSTEM OF HIGHER EDUCATION. ON THE ANNIVERSARY
OF THE DEPARTMENT OF THERMAL ENGINEERING AND ECOLOGY,
SIBIRIAN STATE UNIVERSITY**

Korotkov S.G., Temlyantseva M.V., Sterligov V.V.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, kafedra-TEE@yandex.ru*

Annotation: Information is given from the history of the formation and development of the Department of Heat Power Engineering and Ecology of the Siberian State Industrial University. The main milestones of the development of the department, information on educational-methodical and scientific work, the achievements of its employees, students and graduates are considered.

Keywords: department, heat engineering, heat power engineering, ecology, metallurgy, scientific research, educational process, dissertation, achievements.

Постановлением Совета народных комиссаров и Центрального исполнительного комитета СССР от 23 июня 1930 г. принято решение о создании Сибирского института черных металлов (СИЧМ). СИЧМ позже преобразован в Сибирский металлургический институт (СМИ), затем в Сибирскую горно-металлургическую академию (СибГГМА), а позднее в Сибирский государственный индустриальный университет (СибГИУ).

В числе первых в 1934 г. в СибГИУ была создана кафедра теплоэнергетики и экологии (ранее: кафедра металлургических печей, кафедра металлургических печей и теплогазоснабжения, теплотехники печей и газоочистки, а затем кафедра теплофизики и промышленной экологии) [1].

Первым заведующим кафедрой был доцент Михаил Семенович Спиридонов (рисунок 1). Родился 09.11.1893 г. в Санкт-Петербурге. Легендарный человек, он получил блестящее образование в Рижском политехническом институте, служил в царской армии с 1916 по 1918 гг., с 1918 по 1923 гг. – в Красной армии, с 1941 по 1945 находился на фронтах Великой Отечественной войны. Михаил Семенович заведовал кафедрой металлургических печей в период с 1934 по 1939 г. Эти годы кафедра была общетехнической, и при ней функционировали учебно-исследовательские лаборатории по топливу и огнеупорам. Штат сотрудников составлял 7 человек: 1 доцент, 2 ассистента, 2 старших лаборанта и 1 старший препаратор [1, 2, 3].



М.С.Спиридонов

Рисунок 1 – Заведующий кафедрой в 1934-1939 годах

Иван Савельевич Назаров сменил на посту заведующего М.С. Спиридонова (рисунок 2). Родился 11.06.1905 г. в Челябинске. В 1930 г. окончил Уральский политехнический институт, получив квалификацию инженера-металлурга по производству стали. С 1930 г. работал ассистентом на кафедре металлургии стали в Уральском институте стали. В 1934 г. он перешел на работу в Уральское отделение Всесоюзного теплотехнического института на должность научного руководителя лаборатории промышленных печей. В 1937 г. И.С. Назаров был принят на работу в Уральский индустриальный институт на должность и.о. доцента кафедры газопечной теплотехники. В феврале 1939 г. в Уральском индустриальном институте защитил диссертацию и ему была присуждена ученая степень кандидата технических наук. В 1939 г. по ходатайству Сибирского металлургического института (СМИ) Наркомчермет переводит И.С. Назарова в СМИ на должность заведующего кафедрой металлургических печей.



И.С. Назаров

Рисунок 2 - Заведующий кафедрой в 1939-1962 годах

В 1940 г. ему присвоено ученое звание доцента. В 1941 г. в свет выходит одна из главных его работ – книга «Основы теории промышленных печей». Она состояла из двух частей: механика газов и теплопередача и была составлена автором в основном по материалам лекций, читаемых им в Уральском индустриальном институте.

Во время Великой Отечественной войны И.С. Назаров вошел в группу ученых СМИ, которым было поручено решение задач, связанных с переводом КМК на оборонные заказы, проектированием и выбором печей для отжига бронелиста в термическом цехе, повышением производительности обжиговых печей для увеличения объемов производства на КМК динаса и шамота [4]. В 1943 г. И.С. Назаров был назначен на должность декана металлургического факультета, а в период с 1944 по 1947 гг. работал заместителем директора по научной и учебной работе СМИ. В 1945г. И.С. Назаров награжден медалью «За трудовую доблесть», а в 1946 г. – медалью «За доблестный труд в Великой Отечественной войне».

В послевоенный период И.С. Назаров награжден орденами «Знак почета» и «Трудового Красного Знамени».

В 1951 г. в свет выходит совершенно уникальное издание того времени – учебник «Металлургические печи», авторский коллектив которого в составе В.А.Баума, Д.В. Будрина, А.И. Ващенко, М.А. Глинкова, Б.Л. Грановского, Б.И. Китаева, М.А. Кузьмина, А.Я. Михайленко, И. С. Назарова, Л.А. Плотникова, И.Д. Семикина, Н.Ю. Тайца, С.Г. Тройба был сформирован из ученых ведущих научных центров металлургической теплотехники. Учеб-

ник включал в себя все последние достижения теории печей, печестроения и являлся фактически общесоюзным изданием.

Под руководством И.С. Назарова на кафедре создан мощный парк полупромышленных камерных печей скоростного нагрева, на базе которого были проведены масштабные эксперименты в активно развивающемся в то время научном направлении – скоростном нагреве стали. Уникальные эксперименты по исследованию трещинообразования, окисления и обезуглероживания стали при скоростном нагреве послужили основой кандидатских и докторских диссертационных исследований сотрудников кафедры.

Благодаря таланту учёного, педагога и администратора И.С. Назарову удалось сформировать на кафедре мощный научный потенциал, педагогические традиции, определившие её высокий авторитет не только в СМИ, но и на всей территории Советского Союза.

Евгений Иванович Корочкин родился 29.05.1923 в городе Новосибирске. В 1947 г. окончил Сибирский металлургический институт им. Серго Орджоникидзе по специальности «Металлургия чёрных металлов (металлургия стали)» (рисунок 3).



Е.И. Корочкин

Рисунок 3 - Заведующий кафедрой в 1962-1974 годах

Вся дальнейшая жизнь Евгения Ивановича связана с кафедрой печей. В 1950 г. он был принят ассистентом на кафедру печей, в 1952 г. переведен на должность старшего преподавателя, а в 1960 г. утвержден в должности доцента кафедры металлургических печей. В 1962 г. исполнял обязанности заведующего кафедрой металлургических печей, а в 1963 г. в связи с избранием по конкурсу назначен заведующим кафедрой.

В 1968 г. защитил диссертацию на соискание ученой степени кандидата технических наук по теме «Исследование окисления малоуглеродистой стали при скоростном нагреве». В 1969 г. ему присуждена ученая степень кандидата технических наук, а в 1970 г. он утвержден в ученом звании доцента по кафедре «Металлургические печи».

С 1962 по 1974 гг. Евгений Иванович руководил кафедрой печей. Под его руководством были реконструированы лаборатории механики газов и теплопередачи. Началась подготовка инженеров по специализации «Улавливание и физические методы очистки газов в металлургии». Закончено строительство и оборудование лаборатории металлургических печей. Были организованы новые лаборатории гидравлики и теплоэнергетики.

С сентября 1974 г. по 1989 г. был проректором по учебной работе. Все эти годы профессиональный и педагогический опыт Евгения Ивановича был направлен на развитие образовательного процесса в институте. По его инициативе началось внедрение ЭВМ, широкое использование технических средств обучения, оборудование ими поточных аудиторий.

В 1989 г. в связи с избранием по конкурсу переведен доцентом на кафедру теплотехники печей и газоочистки, где и работал до последних дней.

За годы работы в институте Евгением Ивановичем опубликовано более 80 научных и научно-методических работ. Его основное научное направление – интенсификация работы металлургических печей, исследование технологических и теплотехнических аспектов скоростного нагрева стали. От внедрения научных разработок, выполненных под руководством Корочкина Е.И. на ЗСМК, получен экономический эффект свыше 3 млн. рублей.

За время работы Е.И. Корочкин награждался Почётными грамотами, знаком МВССО СССР. За отличные успехи в работе; медалью «За доблестный труд», орденом «Знак почёта».

Геннадий Иосифович Черныш родился 14.07.1931 г. в городе Купино, Новосибирской области (рисунок 4).

В 1954 г. с отличием закончил Томский политехнический институт имени С.М. Кирова (ТПИ) на специальности «Инженер-механик по двигателям внутреннего сгорания». В 1954 г. направлен на кафедру металлургических печей Сибирского металлургического института на преподавательскую работу.



Г.И.Черныш

Рисунок 4 – Заведующий кафедрой в 1975-2002 годах

С 1954 по 1957 гг. – ассистент, 1957-1960 гг. – аспирант. В 1964 г. успешно защитил кандидатскую диссертацию на тему «Разработка и исследование нового топливокислородного сжигающего устройства для металлургических печей». С 1965 г. утвержден в ученом звании доцента по кафедре «Металлургические печи». С 1964 по 1970 гг. – декан вечернего механико-строительного факультета.

В 1972-1975 г. командирован в качестве преподавателя в Эль-Таббинский металлургический институт (ЭТМИ) (Египет, АРЕ) для подготовки магистров наук.

После возвращения из заграникомандировки Геннадий Иосифович назначен заведующим кафедрой металлургических печей и теплогазоснабжения.

В 1986 г. решением ВАК Г.И. Чернышу присвоено ученое звание профессора, а в 1996 г. – он избран действительным членом (академиком) Международной Академии Наук Экологии и Безопасности Жизнедеятельности (МАНЭБ).

Г.И. Черныш принимал участие и руководил большим числом НИР, направленных в основном на интенсификацию теплообмена в различных тепловых агрегатах, экономию энергетических ресурсов и охрану окружающей среды. По результатам научных исследований опубликованы монография «Топливо-кислородные сжигающие устройства», 5 учебных пособий для вузов, более 170 статей и тезисов докладов, получено более 30 авторских свидетельств на изобретения и патентов.

Г.И. Черныш награжден орденом «Знак почета», медалями «За доблестный труд в ознаменование 100-летия со дня рождения В. И. Ленина» и «Ветеран труда», знаками «Отличник социалистического соревнования ЧМ СССР», «Изобретатель СССР», «За отличные успехи в работе», «Почетный работник высшего образования РФ», «Победитель социалистического соревнования». Ему присвоено звание «Заслуженный преподаватель СибГИУ».

Сергей Георгиевич Коротков родился 18.11.1953 г. в г. Новокузнецке Кемеровской области (рисунок 5).



С.Г. Коротков

Рисунок 5 - Заведующий кафедрой с 2002 года

В 1976 г. окончил Сибирский металлургический институт по специальности: «Теплотехника и автоматизация металлургических печей» и оставлен на кафедре металлургических печей в качестве инженера-исследователя. С 1987 по 1984 гг. ассистент кафедры.

В 1984 г. С. Г. Коротков поступил в очную целевую аспирантуру Московского института стали и сплавов на кафедру теплофизики и теплоэнергетики металлургического производства. В 1987 г. успешно защищена кандидатская диссертация на тему: «Разработка и исследование вихревой инжекционной горелки для отопления металлургических печей низкокалорийным газообразным топливом» с присуждением ученой степени кандидат технических наук.

С февраля 1987 г. С.Г. Коротков вновь сотрудник Сибирского металлургического института, в ноябре 1987 г. он избран доцентом по кафедре теплотехники печей и газоочистки, а в 1990 г. решением ВАК присвоено учёное звание доцента. В 1996 г. избран академическим советником Кузбасского филиала РАЕН.

Сфера научных интересов: процессы горения, аэромеханики, тепломассопереноса в тепловых агрегатах, вопросы энерго- и ресурсосбережения, снижение вредных выбросов в атмосферу [5]. В качестве исполнителя и научного руководителя принял участие в выполнении 28 хоздоговорных и госбюджетных НИР. По результатам исследований опубликовано 1 монография, 6 учебных пособий, более 200 статей и тезисов докладов, получено 13 авторских свидетельств на изобретения.

За время работы С.Г. Коротков награждался Почётными грамотами университета, администрации г. Новокузнецка и Кемеровской области, знаками «Изобретатель СССР» и «Почётный работник высшего образования РФ», медалями «70 лет Кузбассу» и «За служение Кузбассу».

Время. События. Люди

1930-1940-е годы

Образование общетехнической кафедры металлургических печей с учебно-исследовательскими лабораториями по топливу и огнеупорам, общей теплотехники, гидравлики, КИП и автоматики; разработка и чтение лекций по дисциплинам «Металлургические печи», «Топливо и огнеупоры», «Общая теплотехника», «Гидравлика». Впоследствии к ним добавили курс «Контрольно-измерительные приборы (КИП) и автоматика».

В военные годы усилия сотрудников кафедры сосредоточены на потребности производства военной продукции, выплавки и термообработки броневой стали [6].

В 1938 г. ученое звание доцента присвоено заведующему кафедрой М. С. Спиридонову.

В 1940 г. ученое звание доцента присвоено заведующему кафедрой И. С. Назарову.

1950-1960-е годы

С 1953 по 1955 гг. И. С. Назаров работал в Китае по организации высшего металлургического образования.

1954 г. на должность профессора кафедры металлургических печей избран П.М. Масловский.

1955 г. И.С. Назаровым был организован первый набор студентов по специальности «Металлургические печи», и кафедра стала специальной, выпускающей. В первом выпуске было всего 14 инженеров, но впоследствии набор и, соответственно, выпуск увеличились.

В 1957 г. И. С. Назаров возглавил работу по организации редакции и типографии для выпуска нового журнала «Известия высших учебных заведений. Черная металлургия», став первым его редактором.

1958 г. внедрение на кафедре элементов НИР студентов в учебный процесс.

В 1959 г. кафедра металлургических печей выделила из своего состава часть преподавателей для подготовки специалистов по автоматизации металлургических производств, которую возглавил, образовав новую кафедру автоматизации металлургического производства, д.т.н., профессор П.М. Масловский.

1961 г. первый выпуск инженеров по специальности «Металлургические печи».

1961 г. защита кандидатской диссертации Г. В. Самохваловым.

1964 г. защита кандидатской диссертации Г. И. Чернышом.

1967 г. защита кандидатской диссертации В. С. Стариковым.

1967 г. защита кандидатской диссертации К. А. Черепановым.

1968 г. защита кандидатской диссертации Е. Л. Медиокритским.

1970-1980-е годы

1971 г. защита кандидатской диссертации Я.П. Калугиным.

1972 г. защита кандидатской диссертации В.В. Стерлиговым.

В 1974 г. на кафедре организована подготовка инженеров по специальности «Теплогазоснабжение и вентиляция», а в 1980 г. осуществлён первый выпуск инженеров.

1972-1975 г. работа Г.И. Черныша в Египте.

1974 г. началась подготовка инженеров по специализации «Улавливание и физические методы очистки газов в металлургии».

1974 г. переезд кафедры из старого корпуса СМИ в металлургический.

1974 г. преобразование кафедры металлургических печей в кафедру металлургических печей и теплогазоснабжения.

1975 г. закончено строительство и оборудование лаборатории металлургических печей, организованы новые лаборатории гидравлики и теплоэнергетики.

В 1975-1978 гг. В.В. Стерлигов находился в служебной командировке в АРЕ (Египет), работая профессором Эль-Таббинского металлургического института.

1980 г. защита кандидатской диссертации Т. А. Михайличенко.

1980 г. защита кандидатской диссертации В. И. Ливенцом.

1981 г. защита кандидатской диссертации Ю. Е. Михайленко.

1982 г. открыта специальность «Улавливание и утилизация пылей и газов».

1982 г. защита кандидатской диссертации Н. И. Трофимовым.

В 1983 г. выделение из состава кафедры специальности «Теплогазоснабжение и вентиляция».

1983 г. переименование кафедры металлургических печей и теплогазоснабжения в кафедру теплотехники печей и газоочистки.

1983 г. работа Г. И. Черныша в качестве эксперта Организации Объединенных Наций по промышленному развитию в мексиканский научно- исследовательский институт черной металлургии (г. Салтилло, Мексика).

1983 г. защита кандидатской диссертации В.М. Павловцом.

1984 г. защита кандидатской диссертации Н.А. Драничниковым.

1986 г. защита кандидатской диссертации А.Н. Митрофановым.

1987 г. защита кандидатской диссертации С.Г. Коротковым.

С 1987 г. по 1990 г. Н. А. Драничников находился в заграничной командировке в Алжирской Народно-демократической Республике, где преподавал в Институте промышленной химии Университетского центра г. Беджайя.

В 1988 г. защита кандидатской диссертации А.К. Соловьевым.

1990-2000-е годы

1990 г. защита кандидатской диссертации М.Н. Башковой.

1994 г. защита кандидатской диссертации Н.В. Журавлевой.

1995 г. защита докторской диссертации В.С. Стариковым.

1998 г. переименование кафедры теплотехники печей и газоочистки в кафедру теплотехники печей и газоочистки.

2000 г. защита докторской диссертации К.А. Черепановым.

2001 г. защита кандидатской диссертации М.В. Темлянцевым.

В 2003 г. произведен первый набор, а в 2008 г. первый выпуск инженеров по новой специальности «Металлургия техногенных и вторичных ресурсов».

2004 г. защита кандидатской диссертации Е.Н. Темлянцевой.

В 2005 г. на кафедре организован впервые в России студенческий экологический отряд «ЭКОС».

2007 г. защита кандидатской диссертации Е. П. Волынкиной.

2007 г. защита докторской диссертации М. В. Темлянцевым.

2007 г. защита кандидатской диссертации Н. В. Темлянцевым.

2007 г. защита кандидатской диссертации А. Ю. Сюсюкиным.

2009 г. на кафедре функционирует аспирантура по специальностям 05.16.02 – Металлургия черных, цветных и редких металлов и 05.17.01 – Технология неорганических веществ.

2009 г. организован центр консалтинговых услуг «Энергосбережение».

В 2009 г. выделена часть преподавателей кафедры теплофизики и промышленной экологии для создания кафедры экстракции и рециклинга черных металлов (в 2009 г. переименована в кафедру техногенных и вторичных ресурсов).

2010 г. защита кандидатской диссертации О. Д. Прохоренко.

2010-2020-е годы

2010 г. организован центр «Экологическая безопасность» для проведения обучения по программам повышения квалификации и профессиональной переподготовки.

2010 г. создан студенческий клуб «Энергосбережение».

2011 г. начата подготовка бакалавров по направлению 20.03.01 Техносферная безопасность, направленность «Инженерная защита окружающей среды».

2011 г. начата подготовка бакалавров по направлению 150400 Metallurgy, направленность «Metallurgy техногенных и вторичных ресурсов».

2012 г. начата подготовка бакалавров по направлению 13.03.01 Теплоэнергетика и теплотехника, направленность «Промышленная теплоэнергетика».

2012 г. начата подготовка бакалавров по направлению 22.03.02 Metallurgy, направленность «Теплофизика, автоматизация и экология промышленных печей».

2012 г. защита кандидатской диссертации И. В. Гладких.

2012 г. защита кандидатской диссертации О. О. Титовой.

2013 г. начата подготовка бакалавров по направлению 05.03.06 Экология и природопользование, направленность «Экология».

2013 г. защита кандидатской диссертации Л. П. Башенко.

2013 г. защита кандидатской диссертации М. В. Матвеевым.

2015 г. защита кандидатской диссертации А. Е. Аникиным.

2015 г. на кафедре открыта Лаборатория исследования теплофизических процессов.

2015 г. первый выпуск бакалавров по направлению 20.03.01 Техносферная безопасность, направленность «Инженерная защита окружающей среды».

2015 г. первый выпуск бакалавров по направлению 150400 Metallurgy, направленность «Metallurgy техногенных и вторичных ресурсов».

2015 г. начата подготовка магистров по направлению 05.04.06 Экология и природопользование, направленность «Ресурсосбережение и утилизация отходов».

2016 г. защита докторской диссертации А. В. Феоктистовым.

2016 г. начата подготовка магистров по направлению 20.04.01 Техносферная безопасность, направленность «Инженерная защита окружающей среды».

2016 г. открыта аспирантура по направлению 20.06.01 Техносферная безопасность, направленность «Охрана труда».

2016 г. первый выпуск бакалавров по направлению 13.03.01 Теплоэнергетика и теплотехника, направленность «Промышленная теплоэнергетика».

2016 г. первый выпуск бакалавров по направлению 22.03.02 Metallurgy, направленность «Теплофизика, автоматизация и экология промышленных печей».

2017 г. защита докторской диссертации Н. В. Журавлевой.

2017 г. начата подготовка магистров по направлению 13.04.01 Теплоэнергетика и теплотехника, направленность «Промышленная теплоэнергетика».

2017 г. первый выпуск бакалавров по направлению 05.03.06 Экология и природопользование, направленность «Экология».

2018 г. защита кандидатской диссертации Е.В. Полевым.

2018 г. первый выпуск магистров по направлению 05.04.06 Экология и природопользование, направленность «Ресурсосбережение и утилизация отходов».

2019 г. первый выпуск магистров по направлению 20.04.01 Техносферная безопас-

ность, направленность «Инженерная защита окружающей среды».

2019 г. первый выпуск магистров по направлению 13.04.01 Теплоэнергетика и теплотехника, направленность «Промышленная теплоэнергетика»

В настоящее время кафедра имеет следующий состав: Коротков Сергей Георгиевич, зав. кафедрой, к.т.н., доцент; Темлянцев Михаил Викторович, д.т.н., профессор; Водолеев Анатолий Сергеевич, д.с.-х.н., профессор; Журавлева Наталья Викторовна, д.т.н., профессор; Стерлигов Владислав Викторович, к.т.н., профессор; Михайличенко Татьяна Алексеевна, к.т.н., доцент; Павловец Виктор Михайлович, к.т.н., доцент; Соловьев Александр Кронидович, к.т.н., доцент; Темлянцева Елена Николаевна, к.т.н., доцент; Титова Ольга Олеговна, к.т.н., доцент; Савина Ирина Николаевна, доцент; Медведская Елена Васильевна, старший преподаватель; Башенко Людмила Петровна, к.т.н., старший преподаватель; Прохоренко Ольга Дмитриевна, к.т.н., старший преподаватель, зав. лабораториями Стерлигов Марк Владиславович, вед. инженер Домнин Константин Игоревич, инженер Старикова Дарья Андреевна, инженер Григорьева Светлана Александровна.

Последние годы на кафедре плодотворно работали: проф. Волынкина Е. П., проф. Павлович Л.Б., проф. Черепанов К.А., доц. Аникин А.Е., доц. Ливенец В.И., доц. Семенов С.Л., доц. Андреева О.С., зав. лабораториями Хузеев В.В., уч. мастер Шляров В.В., уч. мастер Курганова Н.В., лаборант Водолеева Л.Н., вед. инженер Михайленко А.С., вед. инженер Брюхов А.Г., лаборант Мизгирева Е.М (рисунок 6).



Слева направо сверху вниз: Кортков С.Г., Стерлигов В.В., Темлянцев М.В., Михайличенко Т.А., Павловец В.М., Соловьев А.К., Водолеев А.С., Темлянцева Е.Н., Медведская Е.В., Титова О.О., Журавлева Н.В., Прохоренко О.Д., Башенко Л.П., Савина И.Н., Стерлигов М.В., Домнин К.И., Старикова Д.А., Григорьева С.А.

Рисунок 6 - Действующий состав кафедры теплоэнергетики и экологии

2010-е годы ознаменовались переходом кафедры на новые образовательные стандарты и двухуровневую систему подготовки кадров. Для реализации учебного процесса по

направлениям бакалавриата и магистратуры (Техносферная безопасность, Теплоэнергетика и теплотехника, Экология и природопользование) кафедрой разработаны основные образовательные программы, учебные планы, рабочие программы и методические комплексы учебных дисциплин. Учебный процесс реализуется по 16 учебным планам, включающих в совокупности более 200 рабочих программ учебных дисциплин. Проведена большая работа по подготовке к лицензированию новых направлений образования (бакалавриат, магистратура).

В настоящий момент по всем образовательным программам на кафедре проходят обучение более 400 человек.

Учебными планами предусматривается прохождение всех видов практики на металлургических, энергетических и специализированных предприятиях по переработке, обезвреживанию и захоронению отходов. Среди них АО «ЕВРАЗ ЗСМК»; ПАО «Челябинский металлургический комбинат»; АО «Кузнецкие ферросплавы»; Кузнецкая ТЭЦ-Сибирская генерирующая компания; Комитет охраны окружающей среды и природных ресурсов Администрации г.Новокузнецка; ЦОФ «Щедрухинская»; АО «СУЭК-Кузбасс»; ООО «Водоканал»; Кузбасская Ассоциация переработки отходов; ОАО «Эколэнд»; ООО «Экологический региональный центр»; АО «РУСАЛ Новокузнецк»; ООО «Недра Сибири»; ПАО «Северсталь»; ФГБУ «Шорский национальный парк»; Управления Росприроднадзора, Ростехнадзора, Роспотребнадзора и др.

Студенты активно занимаются научно-исследовательской работой, которая является составной частью учебных планов по всем направлениям подготовки. Ряд НИР в дальнейшем развитии становятся выпускными квалификационными работами. Результаты по их завершении публикуются в ежегодных сборниках «Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых» и др. Обучающиеся участвуют в ежегодных Международных инженерных чемпионатах «CASE-IN» и Международных чемпионатах по технологической стратегии «Metal-Cup».

За 2015-2019 гг. выпуск бакалавров и магистров составил 216 человек, а также прошли обучение по программе аспирантуры 2 человека, получив дипломы с отличием (Осокина А.А., Коноз К.С.). Количество окончивших обучение с отличием составило 42 человека. Это: в 2015г.: Тонкушин Я.В., Фуженкова А.А., Васькова Е.С., Васькова Н.С., Елескина Н. Ю., Царегородцева М. С., Шалаева Н. А., Шульцева О. Л.; в 2016 г.: Лойко Е.В., Андрияшина Е.А., Костина Д. Д., Сальникова Е.С., Тутынина М.С., Чекрыжова В. М., Щербакова Е.О.; в 2017: Белова Е.А., Колегова А.А., Кузьмик Н.С., Скрипкарева А. И., Чикурова И.В., Шестопалов Н.Е., Сазонова Я.Е., Обголец Е.О., Семичева И.Р., Кононова А.С., Брызгалова А.Ю., Козлова Н. Е. (маг.); в 2018 г.: Рауц Р.О. (маг.), Татаринова Е. С. (маг.), Шабалина М.К. (маг.), Пушкарева Н.Ю. (маг.), Самбуракова Е.А. (маг.); в 2019 г.: Александрова О.А., Воробьев В.В., Карбач Ю.С., Лобков А. Е., Стертюкова О. В., Дьяченко Е.В. (маг.), Сазонова Я.Е. (маг.), Шестопалов Н.Е. (маг.), Адыбаев Д.Е. (маг.), Мигель Р.О. (маг.).

Наиболее значимые достижения студентов: 14 дипломов за участие в Международных и Российских конференциях, конкурсах, первенствах, практических турах; 11 благодарственных писем за разработки и представление проектов, докладов на конференциях различного уровня, участия в олимпиадах; 8 почётных грамот. Обучающиеся удостоивались назначению: Корпоративной стипендии ЕВРАЗ ЗСМК, Стипендии Правительства РФ, Именной стипендии имени академика И.П. Бардина.

В 2015 г. прошла аккредитация бакалавриата по направлению «Техносферная безопасность», получена лицензия на право осуществления образовательной деятельности уровня магистратуры по данному направлению.

В октябре 2018 г. кафедрой успешно пройдена государственная аккредитация по всем уровням направлений подготовки (Техносферная безопасность, Теплоэнергетика и теплотехника, Экология и природопользование) сроком на 6 лет.

Для обеспечения качества профессиональной подготовки обучающихся за последние 5 лет сотрудниками выпущено 5 монографий, 3 учебных пособия с грифом УМО, 211 методических указаний. Среди них:

Учебные пособия:

1. Павловец В. М. Окатыши в технологии экстракции металлов из руд : учеб. пособие / В. М. Павловец ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2014. – 345 с.
2. Павловец В. М. Огнеупорные и теплоизоляционные материалы : учебное пособие / В. М. Павловец ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2015. – 334 с.
3. Павлович Л. Б. Экологические проблемы металлургического производства : учебное пособие / Л. Б. Павлович, О. О. Титова ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2015. – 211 с.

Монографии:

1. Садочные печи: [монография] / В. В. Стерлигов, М. В. Темлянцев. – М.: Теплотехник, 2014. – 210 с.
2. Павлович Л.Б. Катализаторы и каталитические процессы глубокого окисления на основе металлургических шлаков : [монография] / Л. Б. Павлович, С.И. Павлович ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2014. – 235 с.
3. Разработка и внедрение энерго- и ресурсосберегающих технологий обработки металлов давлением : монография / М. В. Филиппова, В. Н. Перетяtko, М. В. Темлянцев. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2016. – 269 с.
4. Павловец В. М. Расширение функциональных возможностей агрегатов для подготовки железорудного сырья к металлургической плавке : монография / В. М. Павловец ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2016. – 373 с.
5. Оценка экологического риска производственной деятельности коксохимического предприятия: монография / Л.Б. Павлович, С.Г. Коротков, Б.Г. Трясунов. 2019 г.

Для осуществления образовательной деятельности кафедра располагает 3 предметными аудиториями, 2 компьютерными классами и лабораториями: «Тепломассопереноса», «Пылеулавливающих аппаратов», «Рециклинга материалов», «Топлива и огнеупоров», «Механики жидкостей и газов», «Печная лаборатория», «Специализированная лаборатория исследования теплофизических процессов».

Научная деятельность является одним из приоритетов кафедры. За 85-летнюю историю коллективу приходилось решать весьма широкий спектр научных задач и проблем для многих промышленных предприятий г. Новокузнецка, Кузбасса, России и других государств.

Основные научные направления кафедры: горение, аэромеханика и тепломассоперенос в тепловых агрегатах (участие всех сотрудников); развитие теплотехнологий в производстве железорудного сырья с целью повышения его качества и производительности технологического оборудования (доц. Павловец В.М.); развитие металлургических основ теории ресурсосберегающих технологий тепловой обработки стали (проф. Темлянцев М.В.); энергосбережение в промышленности, в бюджетной и жилищной сфере (проф. Стерлигов В.В.); снижение вредных выбросов в атмосферу от энергетических и промышленных объектов (доц. Коротков С.Г., доц. Соловьев А.К.); разработка энергогенерирующих технологий и комплексов (проф. Стерлигов В.В., доц. Коротков С.Г.); исследование процессов и разработка технологии получения самовосстанавливающихся брикетов на основе железосодержащих и органических отходов (проф. Волынкина Е.П., доц. Аникин А.Е.); разработка новых видов синтетических шлакообразующих материалов на основе отходов алюминиевого производства (проф. Волынкина Е. П.); разработка новых видов альтернативного топлива на основе органических отходов (доц. Аникин А. Е.); разработка технологии утилизации накопленных отходов горнометаллургического комплекса (проф. Черепанов К. А., проф. Волынкина Е. П.); биомониторинг и рекультивация техногенных территорий с использованием отходов (проф. Водолеев А. С.); решение проблемы устойчивого развития посредством замены природных ресурсов промышленными отходами в области металлургии, строительной индустрии и теплоэнергетике (проф. Черепанов К.А.).

За последние годы прикладные и фундаментальные научно-исследовательские работы, выполняемые сотрудниками кафедры, имели объём финансирования более 11 миллионов рублей. Наиболее значимые из них: «Развитие фундаментальных основ экономически эф-

фективной утилизации углеродсодержащих отходов на основе их использования в качестве топлива для автоматизированных теплоэнергетических установок и производства строительных материалов из зольных остатков», «Разработка новой технологии и освоение производства круглого сортового проката из стали марки 54SiCr6, 60C2XA (аналог 54SiCr6) с повышенными требованиями к качеству поверхности, глубине обезуглероженного слоя для производства автомобильных пружин», «Исследование и анализ тепловых процессов экстракционного осаждения металла из жидких металлургических шлаков с изучением их химического состава», «Техническое перевооружение производственных цехов металлургического производства с развитием газоочистных комплексов защиты атмосферного воздуха», «Исследование тепловой работы футеровки металлургических агрегатов и изучение влияния различных факторов на охлаждающую способность газожидкостных сред», «Развитие теории тепловой работы и технологических основ ресурсосбережения в твердотопливных низкошахтных печах», «Разработка научных и технологических основ применения бурого угольного полукокса в процессах металлизации и карбидизации техногенного металлургического сырья».

Стратегическими партнёрами по этим работам выступали: ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», ОАО «Западно-Сибирский электрометаллургический завод», ООО «Сибстройпроект», ООО «Технологии рециклинга».

По результатам научно-исследовательских работ за последние годы коллективом кафедры организовано и проведено 7 международных научно-практических конференций, получено 52 патента, опубликовано 276 научных работ в ведущих изданиях РФ, защищено 1 докторская и 7 кандидатских диссертаций.

Некоторые наиболее значимые достижения сотрудников отмечены следующими наградами: 11 дипломов, 6 золотых, 3 серебряных, 1 бронзовая медали Выставочной компании «Кузбасская ярмарка»; 3 почётных грамоты, 14 дипломов, 22 благодарственных письма различных конференций и конкурсов.

Кафедра гордится своими выпускниками – видными учеными и организаторами производства, директорами, главными инженерами и ведущими специалистами крупных заводов, общественными деятелями, успешными бизнесменами, творческими личностями, профессорами, доцентами, докторами и кандидатами технических наук, всеми, кто верой и правдой посвящает свою жизнь служению выбранной профессии и просто достойными людьми. Среди них генеральный директор ЗАО «Калугин», д.т.н. Я.П. Калугин, заведующий лабораторией экологических проблем теплоэнергетики Института теплофизики СО РАН им. Кутателадзе, в.н.с., д.т.н. В.И. Попов, д.т.н., профессор В. С. Стариков, к.т.н., доцент В. В. Стерлигов, к.т.н., доцент Михайленко Ю.Е., к.т.н., доцент А. К. Соловьев, к.т.н., доцент С. Г. Коротков, д.т.н., доцент Е.П. Волынкина, к.т.н., доцент Н. И. Трофимов, к.т.н., доцент В. М. Павлевец, к.т.н. Е.Н. Темлянцев, д.т.н., профессор М. В. Темлянов, генеральный директор ОАО «Кузбассшахтострой» Ю. А. Коробкин, генеральный директор ООО «Сибирские товары» С. Г. Сидельников, директор по персоналу ОАО «РУСАЛ Новокузнецк» А. Г. Абраменко, руководитель спасательного центра по югу Кузбасса, президент городской ассоциации туристов Р. Э. Брувер, председатель комитета охраны окружающей среды и природных ресурсов Администрации г. Новокузнецка И. Н. Савина, руководитель Роспотребнадзора по Кемеровской области И. А. Климовская, главный теплотехник ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» Е.А. Колотов, главный специалист по теплоэнергетике СЭМЛ ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» В. В. Семахин, начальник цеха обжига извести аглоизвесткового производства ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», член Союза писателей России С. Н. Стрельников, главный технолог прокатного производства ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» В. Г. Перекопский, главный эколог ООО «Сибстройпроект» А.Г. Миролюбов, главный эколог «ЕВРАЗ ЗСМК», почетный металлург РФ, председатель экологической комиссии Совета народных депутатов г. Новокузнецка А.А. Попов, эколог разреза «Ерунаковский» ОАО «Кузбассразрезуголь» А. А. Микрюкова, генеральный директор ООО «Взлет-Кузбасс» Мельтенисов Н. М., начальник УОТиПБ АО «ЕВРАЗ ЗСМК» Рогачев А.Н., помощник управляющего директора АО «ЕВРАЗ ЗСМК» Костерев В. Б., генеральный директор ОАО КМК Г.В. Мохов, заместитель Главы города – руководитель администрации Центрального района

Н.Ю. Маслов, генеральный директор ОАО «Амурсталь», мэр города Комсомольск-на-Амуре С.И. Сафонов и многие другие.

Славная 85-летняя история становления и развития кафедры теплоэнергетики и экологии – это добросовестный, повседневный труд ее сотрудников, тех кто трудится сейчас и кто работал на ней в прежние время [6].

Библиографический список

1. Самохвалов Г.В., Черныш Г.И. Кафедра теплофизики и промышленной экологии // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2000. – № 8. – С. 5-6.
2. Самохвалов Г.В., Коротков С.Г. Кафедре теплофизики и промышленной экологии СибГИУ – 70 лет // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. – Новокузнецк: СибГИУ, 2004. – Вып. 13. – С. 9-12.
3. СМИ – СибГИУ – 75 лет. Хроника. Люди. События: очерки истории СибГИУ / Н. М. Кулагин, С.М. Кулаков, В.А. Воскресенский и др. – Кемерово: Кузбасс, 2005. – 304 с.
4. Берлин А. Б. Сибирский металлургический институт. Дела и люди. – Новокузнецк: изд. СМИ, 1992. – 224 с.
5. Кафедра теплофизики и промышленной экологии СибГИУ. 75 лет в образовании и науке / СибГИУ; под. ред. М. В. Темлянцев. С. Г. Короткова, В. В. Стерлигова. – Новокузнецк: СибГИУ. 2009. – 163 с.
6. Коротков, С. Г. Кафедра теплоэнергетики и экологии СибГИУ: 80 лет в образовании и науке / С. Г. Коротков, М. В. Темлянец // Металлургия: технологии, управление, инновации, качество : труды XVIII Всероссийской научно-практической конференции, 14-16 октября. – Новокузнецк: СибГИУ, 2014. – С. 4-17. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

УДК 669.7 (075)

МОЛИБДЕНОВЫЕ КОНЦЕНТРАТЫ : СЫРЬЕВАЯ БАЗА И СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ

Полях О.А.¹, Комрони М.²

¹ *Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru*

² *Министерство промышленности и новых технологий,
г. Душанбе, Республика Таджикистан, km-0808@mail.ru*

Аннотация. Описаны типы месторождений молибденовых, медно-молибденовых и молибдено-вольфрамовых руд, основные виды молибденовых минералов. Проанализирована сырьевая база производства молибдена в зарубежных странах и в России, проведена оценка перспектив её расширения. Рассмотрены способы обогащения руд различного состава, а также дообогащение молибденового концентрата.

Ключевые слова: минеральная сырьевая база, месторождение, молибденит, медно-молибденовые руды, молибдено-вольфрамовые руды, молибденовые концентраты, обогащение, дообогащение, флотация.

MOLYBDENE CONCENTRATES : RAW MATERIAL BASE AND MODERN ENRICHMENT TECHNOLOGIES

Poljah O.A.¹, Komroni M.²

¹ *Siberian state industrial university,
Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru*

Abstract. *The types of molybdenum, copper-molybdenum and molybdenum-tungsten ores are described, the main types of molybdenum minerals. The raw material base of molybdenum production in foreign countries and in Russia has been analyzed, the prospects for its expansion have been evaluated. The ways of enrichment of ores of different composition, as well as the enrichment of molybdenum concentrate are considered.*

Keywords: *mineral resource base, field, molybdenite, copper-molybdenum ores, molybdenum-tungsten ores, molybdenum concentrates, enrichment, re-enrichment, flotation.*

Введение

Молибден относится к группе редких металлов. Благодаря тугоплавкости он является одним из важнейших легирующих металлов. Кларк молибдена в земной коре составляет $1,7 \cdot 10^{-4}$ %. Концентрация молибдена в промышленных месторождениях в 500–1000 раз выше, чем его кларк в земной коре. В природе известно семнадцать молибденовых минералов. Основным сырьем для производства молибдена, его сплавов и соединений служат молибденитовые концентраты, содержащие 47–50 % Mo, 28–32 % S, 1–9 % SiO₂ и примеси других элементов. Производство их осуществляется преимущественно из собственно молибденовых, медно-молибденовых и молибдено-вольфрамовых руд.

Сырьевая база молибденовых концентратов

Все промышленные месторождения молибдена гидротермального происхождения. Содержание молибдена в перерабатываемых рудах 0,1–0,5 %. В некоторых углистых сланцах и золе углей установлено постоянное присутствие молибдена до 0,03–0,10 %. Однако минералогические формы молибдена в углях не выяснены, а промышленные методы извлечения его не разработаны.

Выделяют месторождения молибдена следующих промышленных типов:

- а) штокверковые, содержащие прожилки и вкрапленность либо молибденита с пиритом, либо молибденита с халькопиритом;
- б) жильные;
- в) скарновые неправильной формы, располагающиеся или вдоль контакта известняков с гранитами, или вдоль мощных зон разломов вблизи контактов этих пород.

Наиболее важны для промышленности штокверковые месторождения. В них заключены основные запасы молибдена. Среди штокверковых месторождений выделяются собственно молибденовые месторождения и медно-молибденовые. Оруденение обычно представляет собой массив окварцованных гранитных пород, пронизанных множеством кварцево-молибденитовых прожилок мощностью от миллиметра до нескольких сантиметров; глубина распространения оруденения значительна.

Мировые прогнозные ресурсы молибдена составляют около 20 млн. т, из них подтвержденные – свыше 12 млн. т. Следует отметить, что минерально-сырьевая база молибдена характеризуется чрезвычайно высокой степенью концентрации запасов: около 80 % подтвержденных запасов мира заключено примерно в 30 крупных месторождениях, около 50 % содержится в 8 сверхкрупных объектах [1–3]. Крупнейшими странами – держателями запасов являются США, Китай, Чили, Перу и Канада, на долю которых приходится 75 % подтвержденных запасов. По запасам молибдена первое место занимают США, где только одно месторождение Клаймакс (штат Колорадо) обладает запасами почти в 1,0 млн. т. Оно расположено в Скалистых горах на высоте 3700 м. Залегают это месторождение в докембрийских гранитах, гнейсах и кристаллических сланцах. Форма рудного тела трубообразная и выражена тремя концентрическими зонами. Первая – окварцованные граниты и гнейсы с вкрапленностью магнетита и пирита; содержание молибдена – сотые доли. Средняя зона кольцевого сечения мощностью 100–400 м представлена сильно окварцованными гнейсами с множеством рудоносных кварцевых прожилок. Промышленное молибденовое оруденение приурочено к внутренним частям этой зоны, мощность его 75–120 м при содержании более 0,5 %

молибдена. Оруденение разведано на глубину более 400 м. Третья зона – ядро диаметром 120–300 м – сложена окварцованными породами с содержанием молибдена до 0,1 %. В этом месторождении молибденит иногда так тонко распылен в кварце, что не виден невооруженным глазом. В руде присутствуют кроме того следующие минералы: пирит, в небольших количествах халькопирит, сфалерит и вольфрамит (среднее содержание оксида вольфрама 0,04 %). В настоящее время в Клаймаксе из хвостов молибденовой флотации получают до 1000 т в год вольфрамового концентрата.

В остальных зарубежных странах разрабатываются, в основном, мелкие молибденовые месторождения. Около 300 тыс. т молибдена заключено в медно-порфировых рудах.

Государственным балансом запасов Российской Федерации учитывается почти 1,9 млн. т разведанных и предварительно оцененных запасов молибдена: это составляет около 5 % мировых (29 месторождений молибдена, четыре из которых – только с забалансовыми запасами). Российская минерально-сырьевая база молибдена характеризуется высокой концентрацией: более 80 % запасов, около двух третей прогнозных ресурсов и практически вся добыча металла сосредоточены на юге Сибири – на территории Восточно-Забайкальской, Западно-Забайкальской (Республика Бурятия) и Алтае-Саянской (Республика Алтай, Хакасия и Тыва) металлогенических провинций. В рудах таких объектов молибдену сопутствуют медь, иногда золото, серебро и рений.

Крупнейшим в России объектом этого геолого-промышленного типа является Бугдаинское месторождение в Восточно-Забайкальской металлогенической провинции – в нём заключено более 30 % российских запасов металла. Однако по качеству руд, содержащих в среднем 0,08 % молибдена, оно уступает зарубежным аналогам. Сравнительно богатые руды заключены в недрах эксплуатируемого Жирекенского месторождения того же геолого-промышленного типа, находящегося здесь же. Среднее содержание молибдена несколько превышает 0,1 %, однако запасы существенно меньше (3,4 % российских). В этой же провинции в пределах Стрельцовского рудного поля, сконцентрированы молибден-урановые месторождения (содержание молибдена от 0,05 до 0,27 %). Молибден является попутным компонентом, извлечение его признано нерентабельным. В Западно-Забайкальской провинции разведано два крупных молибденовых штокверковых объекта: Ореkitканское месторождение, запасы которого составляют 19 % российских, а руды по качеству не уступают зарубежным (около 0,1 % молибдена) и Мало-Ойногорское, заключающее более 8 % запасов металла страны, но с бедными рудами (в среднем 0,05 % молибдена). Одно из двух российских разрабатываемых месторождений, Сорское (6,6 % запасов, среднее содержание Мо в рудах 0,059 %), также относимое к молибденовому штокверковому геолого-промышленному типу, находится в Алтае-Саянской металлогенической провинции. Химический состав руды Сорского месторождения представлен в таблице 1 [4, 5]. Около 9 % российских запасов молибдена заключено в скарновых вольфрамовых месторождениях Северо-Кавказской металлогенической провинции, в которых Мо присутствует как попутный компонент. Разведано всего два таких объекта, главным из которых является Тырныаузское месторождение, заключающее 7,5 % российских запасов (среднее содержание молибдена 0,041 %).

Таблица 1 – Химический состав руды Сорского месторождения

Компонент	Содержание
Молибден общий	0,030–0,060
Молибден окисленный	0,001–0,015
Молибден сульфидный	0,030–0,052
Медь общая	0,030–0,068
Медь окисленная свободная	0,003–0,002
Медь окисленная связанная	0,001–0,007
Медь сульфидная вторичная	0,010–0,040

Продолжение таблицы 1

Компонент	Содержание
Медь сульфидная первичная	0,020—0,055
Железо	2,8–3,5
Сера	0,92
Оксид алюминия	5,0–20,0
Оксид кремния	60,0–63,0
Оксид кальция	3,5
Марганец	0,5
Оксид магния	2,35
Никель	0,01
Кобальт	0,005
Оксид вольфрама (VI)	0,01
Свинец	0,016
Цинк	0,020
Мышьяк	0,01
Оксид калия	2,0–3,5
Оксид натрия	2,43
Барит	0,01
Оксид фосфора	0,19
Оксид титана	0,06
Оксид бериллия	следы
Фтор	0,05
Олово	0,025
Висмут	0,005

Наибольшими перспективами расширения российской минерально-сырьевой молибдена обладает Уральская металлогеническая провинция. Здесь сосредоточено более 20 % прогнозных ресурсов страны и почти все ресурсы высоких категорий, хотя они невелики (60 тыс. т) [1, 2]. Российская добыча молибдена составляет примерно 2,8 % мировой добычи. По этому показателю Россия (вместе с Арменией) занимает седьмое-восьмое место в мире. Практически всю добычу молибдена в России ведут две компании: ООО «Сорский ГОК» и ОАО «Жирекенский ГОК», отрабатывающие одноимённые месторождения в Хакасии и Забайкальском крае.

Современные технологии получения молибденовых концентратов

Для обогащения Мо-содержащих (молибденовых, медно-молибденовых и т.д.) руд применяют чаще всего флотацию – способ разделения минералов, основанный на различии в смачиваемости водой их поверхности и в способности удерживаться на границе раздела фаз. При наличии в этих рудах других ценных минералов (вольфрамит, касситерит, монацит и др.) применяются гравитация, магнитная сепарация (например, на фабрике «Клаймакс», США). Первичная флотация сульфидов молибдена и меди из руд не представляет затруднений, но доводка черновых концентратов и разделение коллективных медно-молибденовых продуктов для получения раздельных кондиционных концентратов требуют хорошего знания всех технологических приемов обработки и разделения их обогатительными, химическими и металлургическими методами. При наличии в руде или в коллективных концентратах окисленных форм молибдена и меди процесс разделения усложняется [1].

Сульфидные молибденовые руды ($Mo_{\text{общ}}=0,03-0,06\%$) относятся к наиболее легко обогатимым. Медно-молибденитовые руды перерабатывают обычно по схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый, иногда получают и пиритный концентрат. При обогащении кварцево-молибдено-вольфрамитовых руд сочетают методы гравитации (для получения вольфрамитового концентрата) и флотации (для молибденита). При обогащении некоторых медно-молибденитовых и окисленных руд получают бедные по молибдену промпродукты, которые направляются на гидрометаллургическую переработку с целью получения «химического концентрата» [6].

Первичная флотация сульфидов молибдена и меди из руд не представляет затруднений, но доводка черновых компонентов и разделение коллективных медно-молибденитовых продуктов для получения отдельных кондиционных концентратов требуют хорошего знания всех технологических приемов обработки и разделения.

Систематизация литературных источников [6-9] позволяет выделить следующие методы разделения коллективных медно-молибденовых концентратов:

- пропарка в среде сернистого натрия (Балхашская обогатительная фабрика);
- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после окислительной пропарки коллективного концентрата в известковой среде в плотной пульпе (Алмалыкская обогатительная фабрика);
- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после низкотемпературного окислительного обжига коллективного концентрата;
- подавление сульфидов меди и железа гидросульфидом натрия NaHS , сульфидом аммония $(\text{NH}_4)_2\text{S}$ или гидросульфидом аммония NH_4HS (Канада – фабрики «Бренда», «Гибралтар» и др.);
- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа реагентом «Ноукс» (США – фабрики «Пима», «Эль-Сальвадор» и др.);
- подавление сульфидов меди и железа реагентом «Анимол Д» (Чили – фабрика «Чукикамата», Канада – фабрика «Лорнекс»);
- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа феррицианидами или цианидом натрия в слабощелочной среде совместно с сульфатом цинка (США – фабрика «Моренси», Канада – фабрика «Гаспе» и др.);
- подавление сульфидов меди и железа с помощью окислителей, например, перекиси водорода (США – фабрика «Сан-Мануэль»);
- подавление молибденита органическими коллоидами (крахмал) и флотация сульфидов меди (США – фабрики «Магна», «Сильвер-Белл»).

Каждая технология имеет свои особенности, но в любой схеме для получения высококачественных молибденовых концентратов применяются перечистные операции, количество которых колеблется от 5 до 14 в зависимости от типа руды. Перечистки сочетаются с другими технологическими операциями, такими как доизмельчение, термическая обработка и т.д. [6, 7].

Специалистами обогатительной фабрики ООО «Сорский ГОК» предложен гидрометаллургический метод дообогащения молибденового концентрата путем обработки концентратов слабым раствором соляной кислоты. Цель технологии – снизить содержание легкоплавких соединений (Na_2O , K_2O и т.д.) в концентратах, поступающих на окислительный обжиг. Это позволит получить в дальнейшем огарки с содержанием серы менее 0,1 %. Этот показатель важен для производства ферромолибдена, который в настоящее время востребован на рынке черных металлов [6].

Высококачественный концентрат – это гарантия возможности использования современных технологий, позволяющих максимально извлечь ценный компонент в готовую продукцию (металлический молибден, сплавы на его основе). Химический состав молибденового концентрата представлен в таблице 2 [5, 10], по заданному составу определяется минералогический состав концентрата, который приведен в таблице 3.

Таблица 2 – Химический состав молибденового концентрата

Наименование показателя	Марка		
	КМФ-5	КМФ-6	КМФ-7
Содержание молибдена, %	48,0	47,0	45,0
Содержание оксида кремния, %	7,0	9,0	11,0
Содержание мышьяка, %	0,010	0,010	0,010
Содержание олова, %	0,005	0,005	0,006
Содержание фосфора, %	0,008	0,009	0,01
Содержание меди, %	0,4	0,5	0,7

Таблица 3 – Минералогический состав молибденового концентрата

Наименование	Содержание, %	Минералогическая формула	Содержание, %
Молибден	48,0	Молибденит, MoS_2	78,33
Диоксид кремния	9,0	Кремнезем, SiO_2	9,0
Мышьяк	0,01	Арсенопирит, FeAsS	0,0217
Олово	0,01	Касситерит, SnO_2	0,0127
Фосфор	0,02	Апатит, $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3$	0,112
Медь	0,5	Халькопирит, CuFeS_2	1,4375
Свинец	0,07	Галенит, PbS	0,08
Цинк	0,15	Сфалерит, ZnS	0,2227
Полевые шпаты Na-K- (Al_3O_8)	2,784	Полевые шпаты Na-K- (Al_3O_8)	2,784
Влага+масло	4+4	-	8,0
Всего			100,0

Выводы

1 Проанализирована сырьевая база молибденовых концентратов в России и зарубежных странах. Наибольшими перспективами расширения российской минерально-сырьевой молибдена обладает Уральская металлогеническая провинция.

2 В результате анализа литературных источников установлено, что для обогащения Мо-содержащих руд чаще всего применяют флотацию с получением молибденитовых концентратов (содержание молибдена до 56 %).

3 Наиболее перспективной схемой переработки медно-молибденовых руд является схема коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый.

Библиографический список

1. Абрамов А.А. Обогащение руд цветных металлов : учебник для вузов / А.А. Абрамов, С.Б. Леонов. – М. : Недра, 1991. – 574 с.
2. Сырьевая база для производства молибдена [Эл. ресурс]. –URL : <http://metal-archive.ru/osnovy-metallurgii/1649-syrevaya-baza-dlya-proizvodstva-molibdena.html>
3. Комрони М. Сырьевая база производства молибдена / М. Комрони, О.А. Полях // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : сб. тр. Всерос. науч. конф. студентов, аспирантов и молодых ученых / Сиб. гос. индустр. ун-т ; Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – Вып. 21. – Ч. II. Естественные и технические науки. – С. 268 - 271.
4. Сорское (Мо) месторождение, Усть-Абаканский район, Хакасия, Южная Сибирь, Россия [Эл. ресурс]. –URL : webmineral.ru/deposits/item.php?id=1806
5. Технологическая инструкция ТИ-48-01-02 обогатительной фабрики ООО «Сорский ГОК». – Сорск, 2006.
6. Ватолин Н.А. Краткий обзор способов переработки молибденовых концентратов и поиск экологически чистой технологии / Н.А. Ватолин // Цветная металлургия. - 2008. – № 3. – С. 170-175.
7. Прогрессивные методы обогащения и технологии глубокой переработки руд цветных, редких и платиновых металлов (Плаксинские чтения): Материалы междунар. Совещания (2-8 октября 2006 г.); ГОУ ВПО «ГУЦМиЗ», ИХХТ СО РАН. – Красноярск, 2006. – 560 с.
8. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов : учебник для вузов / А.А. Абрамов, С.Б. Леонов. – М. : Недра, 1991. – 556 с.
9. Комрони М. Современные технологии обогащения молибденовых руд / М. Комрони, О.А. Полях // Перспективы развития технологии переработки углеводородных и

минеральных ресурсов: материалы VII Всероссийской науч.-практ. конф. с междунар. участием (19-20 апреля 2017). – Иркутск : Изд-во ИРНИТУ. – С. 211 – 213.

10 ГОСТ 212-76 (СТ СЭВ 6439-88). Концентрат молибденовый. Технические условия. Дата введения 01.01.78. – М. : Изд-во стандартов, 1978.

УДК 621.74; 669.187

РЕСУРСО – И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ СТАЛЬНЫХ ОТЛИВОК С ТЕРМОВРЕМЕННОЙ ОБРАБОТКОЙ

Лубяной Д.А.¹, Мамедов Р.О.², Князев С.В.³

¹ Кузбасский государственный технический университет в г.Новокузнецке, ООО “Кузнецкое литье”, г. Новокузнецк, Россия, Lubjanoy@yandex.ru;

² Сибирский государственный индустриальный университет, ООО “Кузнецкое литье”, г.Новокузнецк, Россия, krookia@mail.ru

³ Сибирский государственный индустриальный университет, г.Новокузнецк, Россия, krookia@mail.ru

Аннотация. В настоящее время актуальным направлением в развитии сталелитейного производства является ресурсо- и энергосбережение. Так, одним из проблемных вопросов в процессе выплавки стали является снижение расхода ферросплавов. Рассмотрена возможность повышения качества отливок, за счет проведения термовременной обработки расплава. Расплавы перегревают до высоких температур выдержкой в печи. За счет этого возрастает выход годных изделий, снижается металлоемкость продукции.

Ключевые слова: Термовременная обработка, качество, ресурсо- и энергосберегающая технология, окислительный период, раскисление стали, малые ДСП, ситовидные раковины.

RESOURCE - AND ENERGY-SAVING TECHNOLOGY FOR OBTAINING QUALITATIVE STEEL CASTINGS WITH THERMAL PROCESSING

Lubjanoy D.A.¹, Mamedov R.O.², Knyazev S.V.²

¹ Kuzbass State Technical University in Novokuznetsk, LLC “Kuznetsk Casting”, Novokuznetsk, Russia, Lubjanoy@yandex.ru

² Siberian State Industrial University, LLC “Kuznetsk Casting”, Novokuznetsk, Russia, andydcreep@gmail.com

³ Siberian State Industrial University, Novokuznetsk, Russia, krookia@mail.ru

Abstract. Currently, the current direction in the development of steel production is resource and energy saving. Thus, one of the problematic issues in the process of steel smelting is to reduce the consumption of ferroalloys. Considered the possibility of improving the quality of castings, due to the holding of thermal processing of the melt. Considered the possibility of improving the quality of castings, due to the holding of thermal processing of the melt. The melt is superheated to high temperatures with exposure to the furnace. Due to this, the yield of products increases, the metal consumption of products decreases.

Keywords: Thermal processing, quality, resource - and energy-saving technology, oxidation period, deoxidation of steel, small arc steel smelting furnaces, sieve-like porosity.

В современных условиях промышленного производства улучшение технологических и служебных свойств металлопродукции, достижение мирового уровня показателей ее качества возможно только при условии углубления фундаментальных научных исследований и выработки на их основе новых технологических решений. Производство подавляющего

большинства металлических материалов связано с их выплавкой. Поэтому вопросы получения фундаментальных данных о строении и свойствах жидкого металла, их изменения в результате различных внешних воздействий имеют существенное значение.

Как правило, классическая технология производства стали на свежей шихте включает в себя окислительный период плавки, при котором окисляется 0,2 – 0,5% С [1]. При добавке в ванну с расплавом окислов железа, в виде железорудного концентрата, в тоже время производится окисление металла. Установлено, что в ходе проведения окислительного периода плавки в процессе выгорания углерода удаляются не только вредные газы, но также и полезные элементы такие, как марганец, хром и кремний.

Ресурсо и энергосбережение в настоящее время является наиболее важным направлением развития сталелитейного производства. Снижение расхода ферросплавов в процессе выплавки стали в настоящее время является актуальной задачей. По этой причине по возможности необходимо сократить окислительный период при ведении плавки. Из анализа данных работы [2] видно, что при выжигании 0,1-0,15 % С от исходного значения достигается максимальное удаление водорода. Затем, содержание водорода снижается менее интенсивно. Итоговое его содержание зависит от сырой футеровки печей, невысушенного желоба и литейного ковша, шихтовых материалов, ферросплавов и различных добавок, вводимых в металл или в шлак по ходу плавки и разливки, атмосферы, окружающей жидкий металл при выпуске и разливке металла и т.п. Как показывают литературные данные [2], содержание углерода в металле по расплавлению должно быть на 0,1 – 0,2 % выше, чем в готовой стали. Сточки зрения Пешева П.Ц. и Тодорова Р.П. качественное раскисление стали – важнейшее средство предотвращения ситовидных раковин. Для раскисления одной тонны стали рекомендуется вводить 1 – 1,3 кг алюминия. Остаточное количество алюминия в стали должно быть более 0,03 % [3]. Значит, решающее влияние на важнейшие показатели качества стали – такие, как механические свойства и ситовидные раковины оказывает раскисление стали и наличие в нем остаточного алюминия [4]. По этой причине становится менее значимой одна из основных задач окислительного периода по удалению водорода из металла [5]. Вследствие этого, в плавках для отливок становится не рациональным окисление большого содержания углерода из расплава, которое сопровождается окислением полезных примесей таких, как кремния, марганца и хрома.

В условиях современного производства часто не удается получить отливки необходимого качества без дополнительной обработки. Это связано со многими факторами, например с наследственностью металла, скоростью кристаллизации и др. Многолетний опыт производства свидетельствует о том, что одним из важнейших резервов уменьшения структурной и химической неоднородности стали, повышения качества металлопродукции сталелитейного производства является совершенствование технологии процесса выплавки, получение равновесного, максимально однородного расплава перед кристаллизацией [6]. Кристаллизация металла происходит из неравновесного состояния, что усиливает химическую и физическую неоднородности твердого металла, снижает его служебные характеристики и приводит к значительным отклонениям его качества от плавки к плавке.

Существуют разные способы перевода расплава в равновесие. Наиболее доступным способом получения равновесного расплава служит высокотемпературное воздействие. Классическая термообработка не всегда позволяет получать отливки с необходимой структурой. Авторами [6, 7] исследовано, что подготовка расплава к кристаллизации путем проведения термовременной обработки оказывает влияние на процесс затвердевания и способствует улучшению структуры и свойств твердого металла.

Обширные исследования, проведенные на Златоустовском и других металлургических заводах, показали, что использование термовременной обработки для технологии производства ряда легированных марок стали дает хорошие результаты, приводя к улучшению механических свойств, снижению брака и т.п. [7].

Термовременная обработка расплава приводит к уменьшению его химической и физической неоднородности, сокращению размеров и количества усадочных дефектов. Термо-

временная обработка позволяет в значительной степени сократить и упростить режимы термической обработки и снизить энергетические затраты на термообработку стальных отливок. Отмеченное, как правило, сопровождается повышением пластичности, коррозионной стойкости и других характеристик качества сплавов. Структура становится более равномерной, а твердость сохраняется на том же уровне, что позволяет получать более высокие механические свойства отливок. Происходит рекристаллизация и упорядочивание зерен металла. Такая структура способствует повышению твердости и износостойкости стали, которые практически не уступают тем, которые получают при стандартной закалке. Возрастает выход годных изделий, снижается металлоемкость продукции.

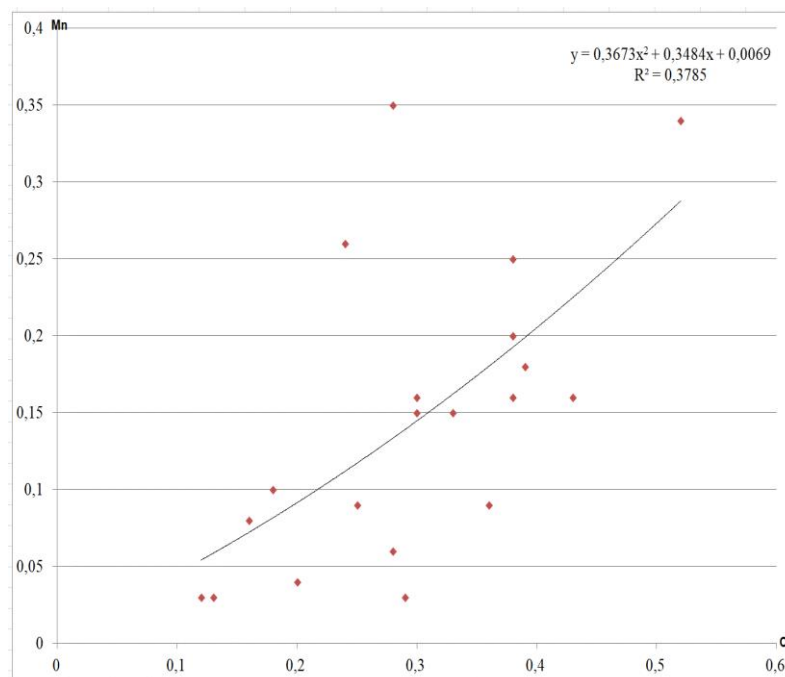


Рисунок 1 –Зависимость содержания Mn от содержания С по расплавлению

Для повышения качества продукции и снижения ее себестоимости в условиях ООО “Завод Гидромаш” на печи ДСП – 1,5 с кислой футеровкой производились плавки с применением термовременной обработкой. Довольно интересные результаты были получены путем переплава “возврата” низколегированных марок стали (40ХЛ, 35 ХГСЛ) и др. При технологии плавки без окислительного периода, при содержании углерода 0,24 %, в расплаве содержится 0,26 % марганца(график1). А при технологии плавки с окислительным периодом, с уменьшением содержания углерода с 0,52 % до 0,34 % содержание марганца уменьшается с 0,34 % до 0,08 %. Отсюда видно, что марганец периода плавления по технологии с окислением фактически окисляется почти полностью.

Причем при технологии плавки с окислительным периодом часть водорода вносится еще и шлакообразующими добавками. Поэтому считается целесообразно использование технологии с минимальным окислением углерода в процессе плавления, незначительного окислительного периода и максимальное использования шлака периода плавления [5]. Часть водорода удаляется при окислении углерода окисленным шлаком периода плавления. При данной технологии обеспечивается минимальный угар полезных примесей, вследствие чего, расход ферросплавов на ряде плавов сокращается почти в двое, причем в некоторых случаях присадка ферромарганца исключается полностью, при этом приемлемое перемешивание металла, которое является одной из основных задач окислительного периода все таки выполняется, вследствие того, что металл в печи в ряде случаев соответствует либо кипящему либо полуспокойному (содержание кремния в металле до 0,11 %), что обеспечивает его достаточное перемешивание в объеме ванны печи [8].

В период с декабря 2017 г. по февраль 2018 г. были проведены сравнительные испы-

тания технологии выплавки стали без окислительного периода с термовременной обработкой и технологии выплавки на свежей шихте с полным окислением. Из проведенных плавки мы видим, как идет снижение расхода чугуна и ферросплавов при выплавке стали 35Л в ДСП-1,5 (рисунок 2).

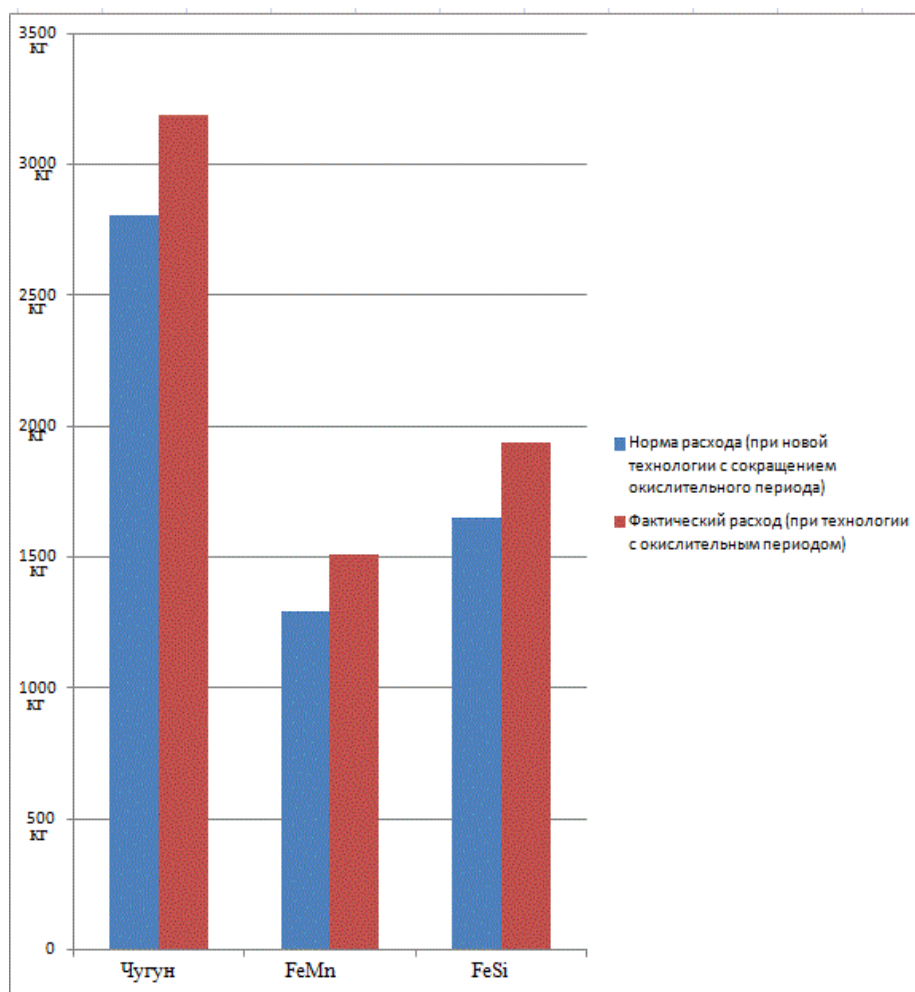


Рисунок 2 – Различия технологии выплавки без окислительного периода от технологии выплавки с окислительным периодом

Из данной гистограммы видим, что экономия расхода по новой технологии составляет:

- чугуна 12 %;
- ферромарганца 14,6 %;
- ферросилиция 12,7 %.

Также, исключение времени выдержек на экспресс-анализ и продолжительности кипа значительно (до 1 часа и более) сокращает продолжительность всей плавки.

Кроме эффективного раскисления металла (рисунок 3), при использовании проведенных исследований оптимального качества отливок достигают путем проведения режимов термовременной обработки расплавов, при которой расплав перегревают до температуры 1650 – 1700°C (для гидроплотных отливок 1680–1710 °C) с выдержкой в печи в пределах 10-15 мин, что является эффективной термовременной обработкой и повышает качество отливок. Алюминий, в конце плавки, подается на дно ковша, тем самым производят окончательное раскисление [8, 9, 10].



Рисунок 3 - Отливка (корпус подшипника) с эффективным раскислением металла и термовременной обработкой



Рисунок 4 - Ответственная отливка (колесо рабочее) без газовых раковин

Реализация данной технологии выплавки металла позволяет получать приемлемого качества стальных отливок с минимальным образованием газовых и ситовидных раковин (рисунок 4).

Данная технология выплавки металла опробована и внедрена в условиях ООО “Завод Гидромаш” г. Новокузнецк.

Библиографический список

1. Поволоцкий Д.Я., Гудим Ю.А. Выплавка легированной стали в дуговых печах. М. Металлургия, 1987. – 136 с.
2. Крамаров А.Д. Производство стали в электропечах. ГНТИ ЧИЦМ Москва, 1958. – 439 с.
3. Тодоров Р.П., Пешев П.Ц. Дефекты в отливках из черных сплавов. М. Машиностроение, 1984. – 184 с.
4. Сойфер В.М., Кузнецов Л.Н. Дуговые печи в сталелитейном цехе. М. Металлургия, 1989. – 176 с.
5. Лубяной Д.А., Карашкевич Б.Н., Мамедов Р.О., Щербин С.Г., Лубяной Д.Д., Гилев Е.Н. Необходимость окислительного периода при выплавке стали для насосов в малых дуговых сталеплавильных печах литейных цехов. // Деформация и разрушение материалов. 2017. С. 504-505.
6. Сборник научных трудов: Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке. Том

3, Москва, 1994.

7. Кудрин В. А. Теория и технология производства стали: Учебник для вузов. — М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. — 528с., ил.

8. Ресурсо- и энергосберегающая технология выплавки стали в малых дуговых сталеплавильных печах литейных цехов / Д. А. Лубяной, Б. Н. Карашкевич, Р. О. Мамедов, С. Г. Щербин, Д. Д. Лубяной, Е. Н. Гилева, А. С. Ефимова // Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности: сборник докладов II Международной научно-практической конференции (Екатеринбург, 18–21 сентября 2017 г.) – Екатеринбург: УрФУ, 2018. – С. 122-125.

9. Технология выплавки стали в дуговых сталеплавильных печах с термовременной обработкой / Р.О. Мамедов, Б.М. Соколов, С.В. Князев / Сборник статей по итогам Международной научно-практической конференции “Фундаментальные исследования основных направлений технических и физико-математических наук”, - Волгоград, 2018. – С. 34 – 36.

10. Исследование процессов выплавки стали с термовременной обработкой в малой дуговой сталеплавильной печи / Р.О. Мамедов, Д.А. Лубяной, В.Л. Боков, С.В. Князев // В сборнике: Вопросы современной науки: проблемы, тенденции и перспективы материалы II международной научно-практической конференции, г.Новокузнецк, 21 декабря 2018 г. / отв. ред. к.с.н. Э. И. Забнева; ред. кол. к.п.н., доцент, Е.А. Нагрелли [и др.]. – Ульяновск: Зебра, 2018. С. 40-42.

УДК 621.745.45

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСНОВНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ШЛАКОВ РАФИНИРОВАНИЯ КРИСТАЛЛИЧЕСКОГО КРЕМНИЯ

Рожихина И.Д.¹, Нохрина О.И.¹, Ходосов И.Е.², Ёлкин К.С.³

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, rojihina_id@mail.ru*

²*Компания «Север Минералс», г.Новокузнецк, Россия, rojihina_id@mail.ru*

³*ООО «ОК РУСАЛ Инженерно-технологический центр»,
г. Красноярск, Россия, Konstantin.Elkin@rusal.com*

Аннотация. Изучены свойства шлаков, образующихся при рафинировании технического кремния: химический и фазовый составы, температура плавления, вязкость шлаков. Результаты исследований показали, что шлаки имеют температуру начала плавления в интервале 1553К - 1623К, конца плавления 1610К - 1743К. Выявлено, что вязкость шлаков рафинирования кристаллического кремния зависит от химического состава и температуры.

Ключевые слова: шлак, температура плавления, вязкость, содержание оксидов, карбид кремния, кремний металлический.

RESEARCH OF THE MAIN CHARACTERISTICS OF SLAGS OF REFINEMENT OF CRYSTAL SILICON

Rozhikhina I.D.¹, Nokhrina O.I.¹, Hodosov I.E.², Yolkin K.S.³

¹*Siberian State industrial University, Novokuznetsk, Russia, rojihina_id@mail.ru,*

²*«North of Minerals company», Novokuznetsk, Russia, rojihina_id@mail.ru,*

³*«RUSAL Engineering and Technological Center»,
Krasnoyarsk, Russia, Konstantin.Elkin@rusal.com*

Abstract. Properties of the slags which are formed at refinement of technical silicon are studied: chemical and phase structures, melting temperature, viscosity of slags. Results of re-

searches showed that slags have temperature of the beginning of melting in the range of 1553K - 1623K, the end of melting 1610K - 1743K. It is revealed, that the viscosity of slags of refinement of crystal silicon depends on the chemical composition and temperature.

Keywords: slag, melting temperature, viscosity, content of oxides, silicon carbide, silicon metal.

Шлак представляет собой многокомпонентный оксидный расплав, непосредственно контактирующий с металлом и выполняющий важные технологические функции. Для ряда процессов, помимо химического состава шлака, необходимо знание и его физических свойств, таких как тугоплавкость, вязкость, поверхностное натяжение и других свойств. Ввиду многокомпонентности реальных шлаков невозможно теоретически определить их температуру плавления. Это связано с тем, что практически невозможно учесть влияние всех компонентов шлака на его плавкость. Поэтому температуру плавления реальных шлаков обычно определяют опытным путем различными методами.

Одним из важнейших физических свойств расплавленных шлаков является их вязкость. Изучение вязкостных свойств расплавов имеет также важное значение для совершенствования технологических процессов получения металлов и сплавов. В ряде случаев вязкость шлаков определяет нормальную работу металлургических агрегатов и технологий.

Выплавка кристаллического кремния относится к так называемым *бесшлаковым* процессам, поскольку количество оксидной (силикатной) фазы в общей гетерогенной массе, выходящей из ванны печи, не превышает 3-5 %. Шлаки представляют собой гетерогенную систему, состоящую из силикатной фазы системы $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$, включений карбида кремния, королек кремния, запутавшихся в силикатной части шлака, и мелких частиц непрореагировавшего углеродистого восстановителя. Силикатная фаза формируется из недовосстановленных примесных оксидов CaO , Al_2O_3 , содержащихся в кварците, золе углеродистых восстановителей, которые ассимилируются расплавом кремнезема.

Химический состав кремния, полученного под шлаками различного состава отличается по содержанию примесных элементов и, прежде всего, алюминия и кальция. Следует отметить, что в литературе недостаточно данных о составе, структуре и свойствах шлаков выплавки кристаллического кремния.

Основная масса шлака образуется при проведении окислительного рафинирования кристаллического кремния в ковше от нежелательных примесей (алюминия и кальция) и сопровождается окислением ведущего элемента - кремния.

Образующийся в результате очистки кремния от примесей шлак не может быть однородным и стабильным из-за влияния многих факторов:

- температуры кремния на выпуске;
- состава кремния (продолжительность рафинирования);
- количества (количество печного шлака определить невозможно) и состава шлака (продолжительность определения состава превышает продолжительность пребывания кремния в ковше), выходящего из печи;
- невозможности отстоя кремния в ковше (увеличивает затраты на футеровку ковшей).

Количество шлака, образующегося от окисления кремния и примесей составляет с учетом использования флюсов ~10,0 % от веса полученного кремния.

Плотность шлаков, образующихся при рафинировании кристаллического кремния (2,4-2,6 г/см³) близка по плотности к кремнию (2,34 г/см³), что затрудняет отделение металлической фазы кремния от шлака, а это увеличивает потери кремния при окислительном рафинировании. Снизить потери кремния возможно только изменением состава шлаков, путём наведения шлаков определённого химического состава для снижения вязкости и температуры плавления шлаковой системы [1,2].

Исследования шлаков рафинирования выплавки кристаллического кремния проводили для 10 проб шлака. Для полученных проб был проведен химический анализ в аналитической лаборатории. Результаты химического анализа представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Состав шлаков рафинирования кремния

Номер пробы	Состав шлака, мас. %						
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	SiC	Fe ₂ O ₃	Si эл.	Ссв.
1	42,02	17,15	20,31	11,44	0,774	8,04	0,23
2	42,39	20,71	25,82	4,24	0,579	5,70	0,066
3	57,77	1,45	4,87	13,01	1,075	13,46	2,36
4	48,60	14,98	22,06	3,77	0,529	7,67	0,23
5	45,66	8,90	12,60	3,32	0,545	27,16	-
6	46,50	15,77	21,21	4,97	0,329	10,47	0,61
7	43,65	15,78	22,35	5,57	0,541	11,41	0,39
8	41,97	20,12	20,02	4,08	0,671	13,46	0,25
9	47,50	13,26	18,00	3,97	0,489	15,89	0,07
10	46,54	22,73	17,70	3,34	0,503	10,84	-

Результаты анализов показали, что шлаки значительно отличаются по содержанию диоксида кремния (SiO₂)- от 41,97 % до 57,77 %, глинозема (Al₂O₃)- от 1,45 % до 22,73 %, оксида кальция (CaO)- от 4,87 % до 25,82 %, а также карбида кремния (SiC)- от 3,32 % до 13,01%. Наличие карбида кремния указывает на гетерогенность представленных шлаков. Следует отметить высокое содержание кремния, которое изменяется от 5,7 % до 27,16 %.

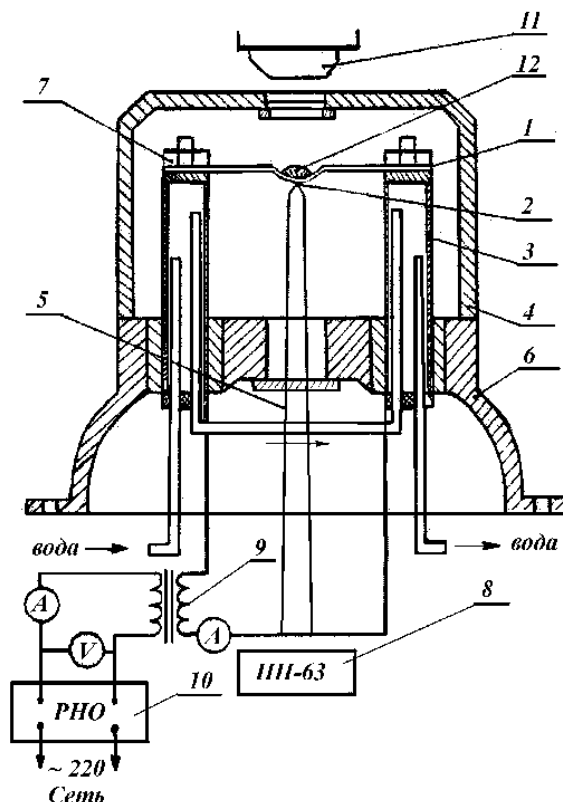
Исследуемые пробы шлака подвергали рентгенофазовому анализу. Исследование проводили с помощью рентгеновского дифрактометра ДРОН-5. Результаты рентгенофазового анализа шлаков представлены в таблице 2.

Таблица 2 - Результаты рентгенофазового анализа

Номер проб	Наименование образца	Закключение
1	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
2	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
3	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
4	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
5	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si, SiO ₂ -кristобалит; примеси: оксиды алюминия, кальция
6	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si, SiO ₂ -кristобалит; примеси: оксиды алюминия, кальция
7	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si, SiO ₂ -кristобалит; примеси: оксиды алюминия, кальция
8	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
9	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
10	Шлак	Присутствуют: CaAl ₂ Si ₂ O ₈ (анортит), рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция

Результаты фазового анализа показали, что основной фазой для исследуемых шлаков является рентгеноаморфное вещество, в шлаке присутствует кремний, карбид кремния и в небольших количествах примеси. На отснятых дериватограммах исследуемых проб шлаков самое высокое содержание кремния содержится в пробе шлака 5, это подтверждает результаты, приведенные в таблице 1.

Для определения температур плавления исследуемых проб шлака использовали микрорепечь сопротивления с платиновым нагревателем. Схема экспериментальной установки приведена на рисунке 1.



- 1 – платиновая пластина (нагреватель); 2 – горячий спай термодпары; 3 – токоподвод;
4 – крышка печи; 5 – термопара; 6 – корпус; 7 – крепления нагревателя; 8 – потенциометр;
9 – трансформатор силовой; 10 – трансформатор регулировочный; 11 – микроскоп DM1; 12 – шлак

Рисунок 1 – Схема экспериментальной установки для определения интервалов плавления шлаков

Поведение пробы исследуемого вещества, помещенного на горячий спай термодпары, при нагреве платиновой пластинки осуществляется визуально при помощи электронного микроскопа DM1 с 50-кратным увеличением.

Для определения температуры плавления используются зерна шлака размером 0,02 - 0,1 мм, полученные путем дробления и отсева.

Скорость нагрева печи до температуры 1200 - 1300 °С равна 100 – 150 °С/мин., затем 20 - 30 °С/мин., близко к температуре плавления - 3 - 5 °С/мин.

Первое определение температуры плавления каждого шлака – ориентировочное, при котором устанавливаются температурные границы опыта.

Температурой начала плавления считается такая, при которой происходит оплавление острых кромок частиц шлака. Температура конца плавления – температура полного перехода шлака в жидкое состояние, в этот момент происходит быстрое растекание капли по поверхности платинового нагревателя. Фиксация производится путем визуального наблюдения.

В связи с гетерогенностью шлаков определить удалось только температурный интервал от начала расплавления до появления жидкой фазы, в которой присутствуют твердые частицы карбида кремния. Результаты исследования показали, что шлаки имеют температуру

начала плавления в интервале 1553К - 1623К, конца плавления в интервале 1610К - 1743К.

Пробы шлаков 3 и 5 полностью не расплавились. Для пробы шлака 3 характерно высокое содержание карбида кремния – 13,01 % и диоксида кремния-57,77 %. Для пробы шлака 5 характерно наиболее высокое содержание кремния - 27,16 %, диоксида кремния - 45,66 %.

Вязкость является одной из наиболее структурно чувствительных характеристик жидкости, поэтому ее изучение открывает возможности для определения структуры шлаковых расплавов, природы и величины сил взаимодействия между компонентами. Изучение вязкостных свойств расплавов имеет также важное значение для совершенствования технологии очистки кремния и сплавов на его основе и уменьшения содержания кремния в шлаках.

Существуют два основных пути определения вязкости шлаковых расплавов как функции состава и температуры. Первый путь - это расчетный способ определения вязкости, основанный либо на модельных представлениях о строении шлакового расплава, либо на эмпирических и полуэмпирических уравнениях; второй - это ее экспериментальное определение. Ввиду сложной зависимости вязкости шлаков от состава и температуры, а также в силу недостаточной разработанности теории строения шлаковых расплавов, созданные в настоящее время математические модели значительно уступают по точности определения этого свойства экспериментальным методам.

Методы измерения вязкости жидкостей, в том числе металлургических расплавов, основаны на регистрации в процессе измерения различных параметров, функционально связанных с вязкостью. Связь между этими экспериментально определяемыми параметрами и динамической вязкостью жидкости обосновывается в математических теориях методов. Измерение вязкости жидкостей развито достаточно хорошо и представлено следующим многообразием методов: капиллярного истечения; падающего шарика; вращающихся цилиндров; крутильных колебаний системы, сопряженных с исследуемой жидкостью; метод параболоида вращения и вибрационные методы [3]. В наших исследованиях применялся метод крутильных колебаний системы. Градуировка экспериментальной установки осуществлялась с применением касторового масла, имеющего известные значения вязкости (от 0,049 до 2,44 Па*с) при температурах от 283К до 343К. Для определения вязкости шлака одного состава эксперимент повторяли 2-3 раза. Результаты экспериментов по среднему значению вязкости представлены на рисунках 2 и 3.

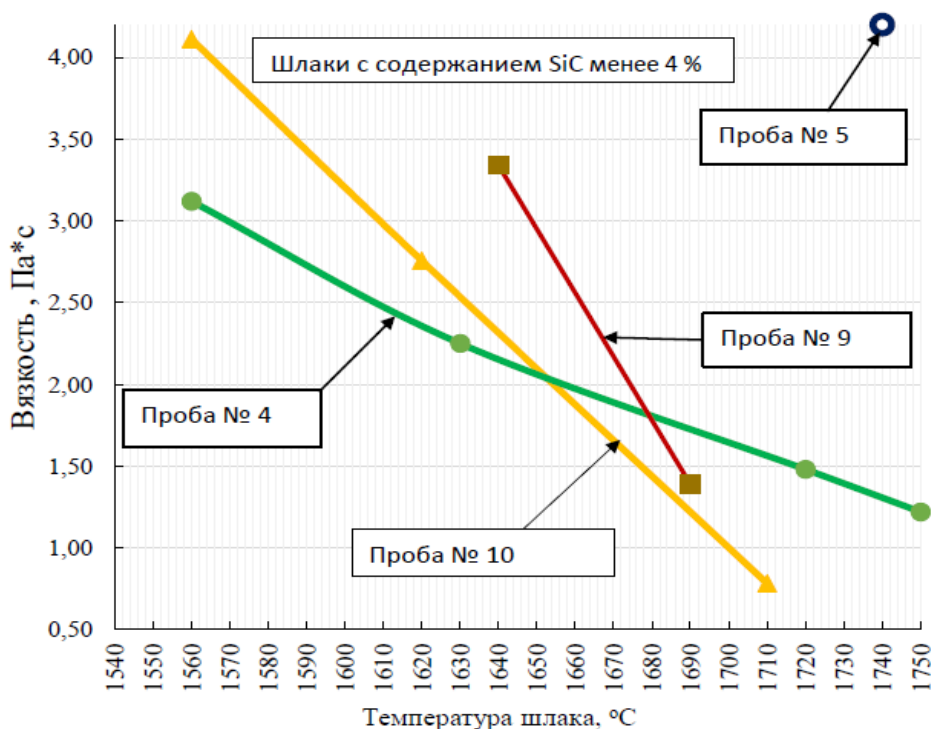


Рисунок 2 - Температурная зависимость величины вязкости проб шлаков 4, 5, 9, 10

Из представленных данных следует, что для шлаков с повышенным содержанием карбида кремния и кремния металлического (пробы шлака 3 и 5), даже при температурах 2013К (1740⁰С) вязкость шлака высокая и составляет ~2,85 Па*с (проба шлака 3), 4,4 Па*с (проба шлака 5).

Наименьшая вязкость шлака при температуре 1973К (1700⁰С) у шлаков 7, 8, 10 при содержании карбида кремния в них от 3,34 до 5,57 %.

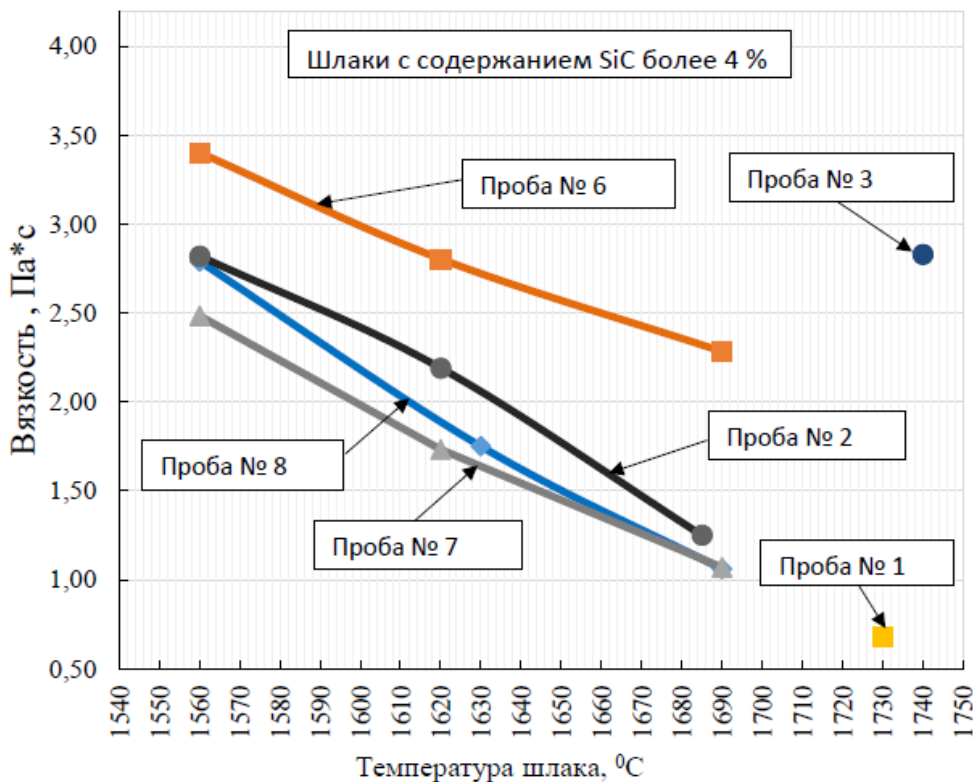


Рисунок 3 - Температурная зависимость величины вязкости проб шлаков 1, 2, 3, 6, 7, 8

Для изменения вязкости исходных шлаков были выплавлены образцы шлака с добавками СаО (ХЧ) в количестве 10 %, 15 %, 20 % от массы шлака. За основу взят проба шлака 9.

Химические составы выплавленных шлаков приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Химический состав шлаков

CaO, %	Si	C	SiC	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Fe ₂ O ₃
10	14,4	0,06	3,6	43,18	12,05	25,4	0,44
15	13,82	0,06	3,45	41,3	11,53	28,7	0,42
20	13,24	0,05	3,30	39,6	11,05	31,6	0,40

На рисунке 4 представлены результаты исследований по определению вязкости выплавленных шлаков.

Исходя из рисунка 4 можно отметить, что при введении СаО (20 %) снижается вязкость шлака при 1923К (1650⁰С) с 2,8 Па*с (СаО – 10%) до 1,8 Па*с. Эти результаты могут быть использованы при исследовании возможности выделения металлической фазы из шлаковой.

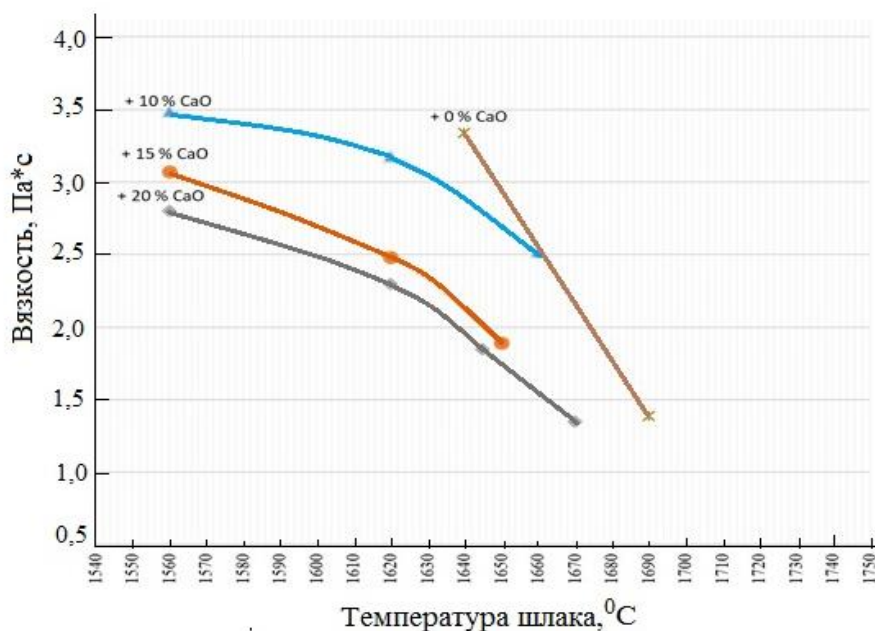


Рисунок 4 - Зависимость значений вязкости от содержания от CaO в шлаке

Выводы

- 1 В связи с гетерогенностью шлаков рафинирования кристаллического кремния можно определить только температурный интервал от начала расплавления до появления жидкой фазы, в которой присутствуют твердые частицы карбида кремния.
- 2 Вязкость шлаков рафинирования кристаллического кремния зависит от химического состава и температуры.
- 3 Добавки CaO в шлак значительно изменяет вязкость полученных при рафинировании кремния шлаков.

Библиографический список

1. Исследование вязкости и электросопротивления шлаков 75%-ного ферросилиция / Н.Л. Жило [и др.] // «Совершенствование производства ферросилиция на Кузнецком заводе ферросплавов» : сборник - Кемерово, Кемеровское книжное издательство, 1967 - С. 107-119.
2. Исследование свойств шлаков, образующихся при рафинировании технического кремния / Д.К. Ёлкин [и др.] // «Цветные металлы и минералы» : сборник докладов девятого международного конгресса. 11-15 сентября 2017 г. - Красноярск, 2017 – С. 794-797.
3. Некрасов И.В. Методика оценки вязкости промышленных шлаков / И.В. Некрасов, О.Ю. Шешуков, В.Н. Невидимов, С.А. Истомина / Известия вузов / Черная металлургия – 2012 - № 4 - С. 21-24.

УДК 669.018.45

ИССЛЕДОВАНИЕ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ОТЕЧЕСТВЕННОГО И МИРОВОГО ПРОИЗВОДСТВА МОЛИБДЕНА, ЕГО СПЛАВОВ И СОЕДИНЕНИЙ

Горлова А.А.¹, Галевский Г.В.², Руднева В.В.²

¹АО «АрселорМиттал Темиртау»,
г. Темиртау, Республика Казахстан, alina97.8g@mail.ru

²Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

Аннотация. Рассмотрена рудная база, мировой объем добычи и отечественные ме-

сторождения молибдена. Проведена аналитика потребления и производства как триоксида молибдена, так чистого молибдена. Для ферромolibдена выявлены основные требования стран-производителей, динамика спроса, отечественная технология производства и ее технологическая схема.

Ключевые слова: рудная база, молибден, триоксид молибдена, ферромolibден, технологическая схема.

STUDY OF THE MODERN CONDITION OF DOMESTIC AND WORLD-WIDE PRODUCTION OF MOLYBDEN, ITS ALLOYS AND COMPOUNDS

Gorlova A.A.¹, Galevskiy G.V.², Rudneva V.V.²

¹JSC «ArcelorMittal Temirtau»,
Temirtau, Republic of Kazakhstan, alina97.8g@mail.ru

²Siberian State Industrial University
Novokuznetsk, Russian Federation, kafmet@sibsiu.ru

Abstract. The ore base, world production and domestic molybdenum deposits are considered. The analyst of consumption and production of both molybdenum trioxide and pure molybdenum was carried out. For ferromolybdenum, the main requirements of manufacturing countries, the dynamics of demand, the domestic production technology and its technological scheme were revealed.

Key words: ore base, molybdenum, molybdenum trioxide, ferro-molybdenum, technological scheme.

При исследовании современного состояния отечественного и мирового производства молибдена и его сплавов использовались материалы, представленные в [1-6].

Содержание молибдена в земной коре составляет $3 \cdot 10^{-4}$ % (по массе). В свободном виде молибден не встречается. Известно около 20 его минералов. Важнейшие из них молибденит MoS_2 , повеллит CaMoO_4 , молибдит $\text{Fe}_2(\text{MoO}_4)_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ и вольфенит PbMoO_4 .

По данным Геологической службы США, ежегодный объем добычи молибдена составляет 250 - 275 тыс. тонн. При этом доля Китая в мировой добыче составляет 39,2 %, США - 25,2 %, Чили - 15,2 %, Перу - 7,1 % и Мексики - 4,1 %. Ресурсы молибдена выявлены в 35 странах мира и оцениваются в 10,8 млн. т. Главным молибденовым регионом России является юг Сибири, где сосредоточено три четверти запасов молибдена страны и расположены все эксплуатируемые месторождения. Примерно 3% российских запасов молибдена находится в богатых (0,104 % Mo) рудах разрабатываемого штокверкового Жирекенского месторождения. Более четверти российских запасов молибдена заключено в трех штокверковых месторождениях в Республике Бурятия, в пределах Западно-Забайкальской металлогенической провинции. Примерно 16% запасов молибдена заключено в объектах Алтае-Саянской металлогенической провинции на юге Сибири. Основная их часть разведана в Республике Хакасия в Агаскырском и Сорском штокверковых месторождениях собственно молибденовых руд среднего качества (0,05 % и 0,06 % Mo соответственно) [1].

Суммарная мощность предприятий по переработке молибденитовых концентратов составляет около 300 тыс. т [2]. Производственные мощности сосредоточены в США, странах Западной Европы, Канаде, Чили, Японии и Китае. При этом крупнейшей перерабатывающей компанией является Cyprus Climax Metals. Молибденитовые концентраты служат исходным сырьем для производства ферромolibдена и химических соединений различной степени чистоты: триоксида молибдена, парамolibдата аммония, молибдата натрия и молибдата кальция. В настоящее время главными производителями молибдена являются США, Чили, Китай, Перу, Канада и Мексика, на долю которых приходится более 90 % мирового производства. Более 60 % выпуска молибдена обеспечиваются пятью компаниями: Codelco (Чили), Phelps Dodge (США), Grupo Mexico (Мексика и Перу), Jinduicheng Molybdenum Mining Corp. (Китай) и Thompson Creek (США и Канада). По прогнозам аналитической службы CRU [3], в

2018 г. общемировое потребление молибдена составило около 262 тыс. т. Спрос пока еще отстает на 20% от среднего уровня начала текущего десятилетия, но должен существенно прибавить по сравнению с прошлым годом. Необходимо отметить, что на Лондонской бирже металлов с 2010 года проводятся торги молибденом лотами по 6 тонн. Молибден поставляется в форме обожженного концентрата партиями по 10 т с содержанием молибдена 57-63 %, т.е. 5700-6300 кг. Цена устанавливается за 1 т молибдена в концентрате.

Основным исходным материалом для получения молибдена является триоксид молибдена высокой чистоты (90,0 – 99,9 %). В промышленной практике триоксид молибдена получают гидрометаллургическим способом, а сырьем для его производства служат продукты окислительного обжига стандартных молибденитовых концентратов – молибденитовые огарки. На данный момент в России триоксид молибдена не производится. Российские промышленные предприятия вынуждены работать на 100 % импортной продукции [3]. На рисунке 1 приведен пятилетний график цен на триоксид молибдена на мировом рынке.

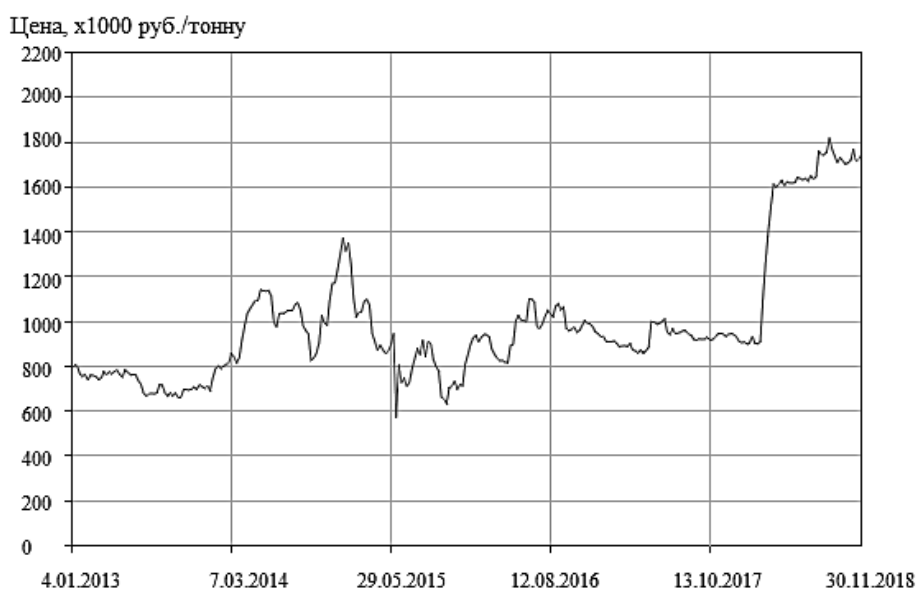


Рисунок 1- Пятилетний график цен на триоксид молибдена на мировом рынке на 24.03.2019 [4]

Чистый молибден и его сплавы применяют в различных отраслях техники и промышленности, но основным потребителем является металлургия, использующая ~ 75 % всего поставляемого на рынок молибдена. Сложилась следующая структура мирового потребления молибдена, %: легированные стали – 63, в т.ч. нержавеющие и жаропрочные стали – 34, специальные марки чугуна и сталей – 12, катализаторы – 8, сверхпрочные и специальные сплавы – 4, химические соединения – 7, металлический молибден – 6. Содержание молибдена в конструкционных и легированных сталях составляет 0,15–0,50 %, в инструментальных сталях – 3–10 %. В быстрорежущей стали молибден заменяет часть вольфрама, причем 1 % его эквивалентен 2 % W. Для легирования стали обычно используют ферромolibден, металлический молибден, молибдат кальция и технический триоксид молибдена MoO_3 (≥ 50 % Mo, ~0,10 % Cu ~ 0,12 % S) [2].

Ферромolibден производится марок ФМо60, ФМо58, ФМо55, ФМо52 с содержанием молибдена соответственно не менее 60, 58, 55 и 52 %. Химический состав ферромolibдена по стандартам России, США и Японии приведен в таблице 1.

Ферромolibден в зависимости от требований потребителя изготавливается в виде дробленых кусков или просеянных частиц четырех классов, приведенных в таблице 2. Масса неметаллических включений (песок, шлак и др.) не должна превышать 0,5 % от партии. Массовая доля молибдена в отдельных плавках партий не должна отличаться более, чем на 2 %. Определение содержания молибдена, кремния, меди, серы, фосфора, углерода проводится в

каждой партии. Содержание остальных компонентов, указанных в таблице 1, проверяют периодически, но не реже одного раза в месяц. Упаковка, маркировка и транспортирование ферромолибдена осуществляется по ГОСТ 26590-85 [5].

Таблица 1 - Химический состав ферромолибдена по стандартам стран – производителей [2]

Марка	Стандарт	Массовая доля, %												
		Mo	W	Si	C	P	S	Cu	As	Sn	Sb	Pb	Zn	Bi
		не менее	не более											
Россия														
ФМо60нк	ГОСТ 4759-91	60	0,3	0,5	0,05	0,05	0,1	0,5	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
ФМо60		60	0,3	0,8	0,05	0,05	0,1	0,5	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
ФМо58нк		58	0,5	0,5	0,08	0,05	0,1	0,8	0,03	0,02	0,02	0,1	0,1	0,1
ФМо58		58	0,5	1,0	0,08	0,05	0,12	0,8	0,03	0,02	0,02	0,1	0,1	0,1
ФМо55		55	0,8	1,5	0,1	0,1	0,15	1,0	-	0,05	0,05	-	-	-
ФМо50		50	-	3,0	0,5	0,1	0,5	2,0	-	0,1	0,1	-	-	-
США														
-	ASTM A 132-74	60	-	1,0	0,10	0,05	0,15	1,0	-	-	-	0,01	-	-
Япония														
ФМоН	JISG 2307 1978	55-65	-	3,0	6,0	0,1	0,2	0,5	-	-	-	-	-	-
ФМоL		60-70	-	2,0	0,1	0,06	0,1	0,5	-	-	-	-	-	-

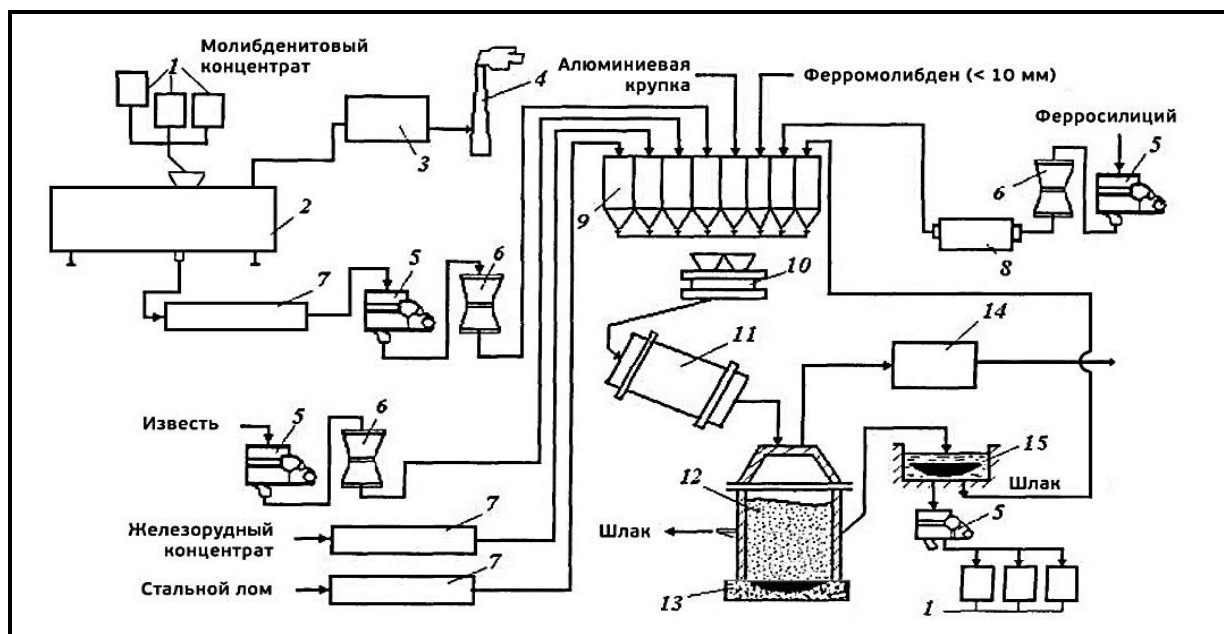
Таблица 2 - Классы ферромолибдена по крупности

Класс	Диапазон размера частиц, мм	Подрешетный продукт макс., % по массе	Надрешетный продукт макс., % по массе
1	2-100	3	10
2	2-50	3	ни один кусок не должен превышать более, чем 1,15 раза; предел установленного диапазона размеров в двух-трех измерениях
3	2-25	5	
4	не более 2	-	

Длительное время в России основным производителем ферромолибдена являлся Челябинский электрометаллургический комбинат. В связи с трудностями в поставке сырья и ужесточением требований к качеству ферромолибдена получение сплава на данном предприятии было прекращено. В настоящее время производителями ферромолибдена являются предприятия компании «Союзметаллресурс».

Добыча молибденосодержащих руд и производство молибденитового концентрата осуществляются на Сорском и Жирекенском ГОКах, Тырныаузском ГМК. На предприятиях компании «Союзметаллресурс» молибденитовый концентрат направляется на ферросплавное производство, где перерабатывается на ферромолибден по технологической схеме, приведенной на рисунке 2.

При этом примерный состав колоши соответствует следующему, кг: концентрат - 100,00, 75 %-ный ферросилиций - 32,10, алюминиевая крупка - 5,88, железорудный концентрат - 14,80, стальной лом - 2,85, известь - 6,00 [5]. Термичность процесса выплавки ферромолибдена составляет 5,8 МДж/ кг, температура расплава - 2040 °С. Цех ферромолибдена включает отделения обжига и плавки. На первой стадии обжиг проводят в горизонтальных подовых печах производительностью 0,5 т/сут.



1 – контейнера БИГ-БЭГ, 2 – горизонтальная 6-ти-подовая печь, 3 – система газоочистки, 4 – дымовая труба, 5 – щековая дробилка, 6 – конусная дробилка, 7 – трубчатая печь, 8 – шаровая мельница, 9 – дозировочные бункеры, 10 – дозатор, 11 – смешивающий барабан, 12 – плавильная шахта, 13 – слиток, 14 – система газоочистки, 15 – охлаждающий бак

Рисунок 2 - Технологическая схема производства ферромолибдена

Концентрат загружается на первый под печи, скребками перегребается и перемещается последовательно к последнему 6 разгрузочному поду. Перегревание концентрата на подах производится с периодичностью 10-15 минут, для наиболее полного контакта концентрата с кислородом. В первой зоне печи происходит сушка концентрата и выгорание масел. Во второй зоне печи при температуре 250-400°C происходит реакция горения серы с большим количеством выделяемого тепла, при этом приход тепла становится ненужным. В третьей, а особенно в четвертой, пятой и шестой зонах, из-за малого остаточного содержания серы, необходим большой приход тепла для продолжения процесса горения серы. Температурный режим 3, 4, 5 зон 500-580 0С. Содержание серы при выгрузке концентрата из обжиговой печи находится в пределах 1-2 % (технический триоксид молибдена). Такое содержание серы в огарке велико для использования его в качестве исходного сырья для получения ферромолибдена. Поэтому в качестве второй стадии обжига проводится дообжиг (расплавление). Технический триоксид молибдена подвергается дообжигу в трубчатых печах, производительностью 0,75 т/сут и температурой процесса - 800 С°. Расплавленный огарок (товарный триоксид молибдена) после остывания представляет собой сплав, который направляется в последующем на операцию получения ферромолибдена. Обожженный концентрат измельчают до фракции < 10 мм. Компоненты шихты тщательно перемешивают и загружают в плавильный агрегат. В качестве плавильного агрегата используют высокошахтный плавильный горн, футерованный алюмосиликатным кирпичом. Сверху горн накрыт футерованным огнеупорным кирпичным сводом, в котором имеется отверстие, связанное газопроводом с системой газоочистки. Плавильный горн устанавливают на песочное основание, в котором выполняется "гнездо" для приема сплава. Для выпуска шлака горн оборудован леткой. Плавка – процесс периодический. Перед плавкой горн заполняют шихтой на ≈ 300 мм ниже верхнего края для предотвращения выплесков. Плавку ведут с верхним запалом, оптимальная скорость плавления шихты 10-12 г/ (см³ · мин). Продолжительность процесса 25-40 мин. В течение ~ 50 мин выдержки по окончании плавки осаждаются корольки сплава, запутавшиеся в шлаке. Шлак после выдержки выпускают в шлаковню, а затем гранулируют. Сплав охлаждают в "гнезде" 7-8 ч, а затем для окончательного охлаждения помещают на 4 ч (примерно) в бак с водой. Остывший блок сплава очищают от шлака, дробят и упаковывают в тару. Из-

влечение молибдена в ферромолибден составляет 98,7-99,0 % [2].

Динамика цен на ферромолибден на российском рынке за последние годы представлена в таблице 3.

Таблица 3- Динамика цен на ферромолибден на российском рынке[6]

Марка	Цена за тонну		Фирма	Регион	Дата
	USD	руб			
ФМо60	15480	1000000	ООО «Нижевожский ферросплавный завод»	Камышин	2018-10-01
ФМо60	15479	999999	ООО «ФерроМетСнаб»	Челябинск	2018-08-02
ФМо60	17669	1020000	ЗАО «Промышленная Инвестиционная Компания»	Челябинск	2017-02-20
ФМо60	11848	750000	ООО «Комплексные металлургические системы»	Челябинск	2016-12-12
ФМо60	13145	925000	ЗАО «Промышленная Инвестиционная Компания»	Челябинск	2015-12-14
ФМо55	19995	1000000	ООО «СибМеталлТорг»	Новосибирск	2015-05-18
ФМо60	14499	940000	FerroLabs	Москва	2015-01-16
ФМо60	19771	1050000	ЗАО «Промышленная Инвестиционная Компания»	Челябинск	2014-12-07
ФМо60	21289	1050000	ЗАО «Промышленная Инвестиционная Компания»	Челябинск	2014-12-01

Библиографический список

1. Информационный портал Недра ДВ [Электронный ресурс] Обзор рынка. Мировой рынок молибдена. 2016 год. Режим доступа: <https://nedradv.ru/mineral/msr/>, свободный. - Загл. с экрана. - Дата обращения 18.03.2019.
2. Галевский Г.В. Металлургия молибдена. Конспект лекций / Г.В. Галевский, В.В. Руднева – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2018. – 52 с.
3. Металлоснабжение и сбыт [Электронный ресурс] Цены на молибден продолжают рост. Режим доступа: www.metalinfo.ru/ru/news/101389, свободный. -Загл. с экрана. - Дата обращения 17.03.2019.
4. InfoMine. Your global mining resource [Электронный ресурс] 5 Year Molybdenum Prices and Price Charts. Режим доступа: <http://www.infomine.com/investment/metal-prices/molybdenum-oxide/5-year/>, свободный. – Загл. с экрана. - Дата обращения: 24.03.2019.
5. Галевский Г.В. Определение температуры расплава при силикоалюминотермической плавке ферромолибдена: метод. указ. / Г.В. Галевский, В.В. Руднева – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2010. – 32 с.
6. База данных по рынку металлов [Электронный ресурс] Ферромолибден цена на мировом рынке. Режим доступа: <http://www.infogeo.ru/metalls/price/?act=show&okp=85200>, свободный. – Загл. с экрана. - Дата обращения: 24.03.2019.

**КОМПАНИЯ CINF – ПРОФЕССИОНАЛЬНЫЙ ЛИДЕР
В ПРОЕКТИРОВАНИИ, СТРОИТЕЛЬСТВЕ И ИНЖИНИРИНГЕ
ПРЕДПРИЯТИЙ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ**

Чжан Кэ

*Проектно-исследовательский институт цветной металлургии,
г. Чанша, Китай, aoliege123@mail.ru*

Аннотация. ООО «Проектно-исследовательский институт цветной металлургии» (Китай, г. Чанша) (CINF) осуществляет свою деятельность в рамках следующих направлений: геология, добыча и обогащение руды, оборудование, плавка, проектирование, строительство, защита окружающей среды, водоснабжение и водоотведение, электроснабжение, тепловая энергия, экономика. В числе партнеров CINF – металлургические и смежные предприятия Китая, Северной Кореи, Гонконга, Вьетнама, Таиланда, Монголии, Ирана, Испании, Румынии.

Ключевые слова: цветная металлургия, проектирование, строительство, инжиниринг.

**CINF COMPANY - PROFESSIONAL LEADER
IN DESIGN, CONSTRUCTION AND ENGINEERING
NON-FERROUS METALLURGY ENTERPRISES**

Chzhan Ke

*Design and research institute of nonferrous metallurgy,
Changsha, China, e-mail: aoliege123@mail.ru*

Abstract. LLC Design and Research Institute of Nonferrous Metallurgy (China, Changsha) (CINF) carries out the activity within the following directions: geology, production and enrichment of ore, equipment, melting, design, construction, environment protection, water supply and water disposal, power supply, thermal energy, economy. Among partners of CINF – the metallurgical and adjacent enterprises of China, North Korea, Hong Kong, Vietnam, Thailand, Mongolia, Iran, Spain, Romania.

Keywords: nonferrous metallurgy, design, construction, engineering.

ООО "Проектно-исследовательский институт цветной металлургии", Китай, г. Чанша (сокращено CINF) – это бывшее управление цветной металлургии тяжелой промышленности отделения чжунаньской проектной компании (рисунок 1). Управление было основано в городе Ганьчжоу в провинции Цзянси в 1953 году и стало одной из первых комплексных проектно-исследовательских организаций. В 1954 году организация была перемещена в город Чанша.

CINF обладает богатым техническим потенциалом. На данный момент в институт работает более 1200 человек, в том числе 722 специалиста, из которых 273 имеют ученые звания, 268 – составляет инженерный корпус. В составе инженерного корпуса – горняки, металлурги, строители, электрики, экономисты и др.

В результате серьёзных усилий на протяжении шестидесяти лет CINF переросло в крупное государственное предприятие, которое может заниматься инженерной консультацией, проектированием, генеральным подрядом проекта, инженерным надзором, инженерными изысканиями, строительством, экологической оценкой, научным исследованием и научной разработкой и т.п. Сейчас у CINF более 37 направлений, таких, как добыча и обогащение руды, геология, плавка, оборудование, строительство, защита окружающей среды, электроснабжение, водоснабжение и водоотведение, тепловая энергия, газ, генеральный чертёж,

техническая экономика.

На протяжении 60 лет после основания CINF достиг больших успехов в областях проектных исследований: всего было выполнено больше десяти тысяч проектирований и консультирования в инженерии разных видов. Среди них – более тысячи государственных крупных и средних ключевых строительных проектов. Институт удостоен премии за лучшее проектное и консультирование на государственном, провинциальном и министерском уровнях, более 500 премий научно-технического прогресса; имеет около 400 действующих патентов.

Для того, чтобы выйти на международный рынок, CINF активно расширяет иностранное проектирование и операционное консультирование, предоставляет различные технические услуги Румынии, Северной Корее, Монголии, Вьетнаму, Таиланду, Ирану, Испании, Гонконгу и другим районам, создаёт хорошие кооперативные отношения со многими знаменитыми компаниями. CINF достиг выдающихся успехов в области генеральных подрядов, строительного надзора, инженерных изысканий. Генеральный подряд CINF в последние годы высоко оценивается в рамках единой системы управления строительными проектами Китая, а институт входит в "сто лучших предприятий".

В новых экономических условиях и конкурентной среде CINF будет следовать пути инноваций, побуждений, добросовестного обслуживания, непрерывно создавая блага клиентам и прилагать усилия, чтобы стать одной из ведущих компаний Китая.

Миссия компании: пользуясь ограниченными ресурсами, создавать неограниченные блага. Компания считает хорошими ресурсами способных сотрудников, их профессиональные навыки, совершенное инженерное управление и способность к отличному проектированию; активно ищет, развивает, предоставляет высококачественный сервис клиентам и обществу. Создание проектов высокого качества является нашей конечной обязанностью, а также целью, к которой компания непрерывно стремится.

Представление о будущем компании: стать одной из ведущих и знаменитых компаний в мире. Компания ориентирована на инновационное развитие, считает инновацию техники и управления источником силы, эффективно упорядочивает внутренние и внешние ресурсы, непрерывно совершенствует производственную цепочку, активно развивает консультирование проекта, генеральный подряд, изготовление оборудования, уход в эксплуатации и другие интегрированные модели деловой деятельности, создает структуру развития интеграции общей производственной цепочки, всемерно расширяет внутренний и внешний рынки услуг, прилагает все усилия, становясь конкурентоспособной, ведущей, международной и знаменитой инженерной компанией, которой глубоко верят клиенты.



Рисунок 1 - ООО "Проектно-исследовательский институт цветной металлургии",
Китай, г. Чанша

В области добычи и обогащения руд CINF предлагает следующие технологии:

- технология комплексного освоения карстовых бокситовых отложений;
- технология комплексного освоения рудного месторождения большого и ультрабольшого формата в альпийско-арктическом районе;

- технологии добычи руды на месторождении с использованием глубокой шахты;
- ключевая технология разработки пологой тощей руды с нестабильной кровлей подземного боксита;
- технологии закладки и безотходного освоения;
- применение технологий колонно-надувной флотации и флотационной колонны ССФ в новых областях;
- технологии флотации касситерита дисперсного ила;
- технологии комплексного извлечения железа и оксида алюминия из красного шлама;
- технологии извлечения пентооксида ванадия кислым выщелачиванием и экстракцией растворителями из каменного угля;
- технологии добычи и обогащения вольфрамсодержащих руд низкого сорта флотационной колонной;
- технологии высокоэффективной сепарации и смешивания руды боксита;
- технологии флотации свинца-цинка высокого алкали мелкого помола быстрой оптимизацией ответвлений;
- инженерная технология пассажирской (товарной) канатной дороги и экскурсионного лифта.

В области металлургии CINF предлагает следующие технологии:

- технология плавки цинка;
- технология плавки свинца;
- технология медно-никелевой плавки;
- технология плавки марганца;
- технология комплексного извлечения рассеянных металлов;
- технология комплексной переработки анодных шламов;
- технология плавки редких металлов: вольфрама, молибдена, тантала-ниобия, редкоземельных металлов.

В областях, смежных с горнодобывающей и металлургической отраслями, CINF предлагает следующие технологии:

- технология газовой распределённой энергетической системы;
- технология использования неизрасходованной энергии, технология тригенерации;
- технология коммунального водоснабжения/водоотведения;
- технология очистки кислых сточных вод от тяжёлых металлов;
- технология передачи по трубопроводу концентрата высокой концентрации на длинную дистанцию;
- технология предотвращения помутнения в хвостохранилище и ускорения затвердевания хвостов;
- технология безопасного запасного выпуска в начальный период строительства хранилища в карстовом районе;
- технология профилактики воды при освоении подземного рудника;
- технология изыскания бокситов.

В настоящее время CINF является первопроходцем и новатором в ряде перспективных технологий, защищенных патентами. Институтом заявлены 448 патентов, среди них 97 заявлений на изобретения, 352 новых прикладных заявлений; 364 накопленных авторизаций, 337 новых прикладных авторизаций.

При этом интеллектуально-технологические усилия сотрудников CINF сосредоточены в следующих направлениях:

1) Новейшие технологии в области добычи руды – более 40 запатентованных технологий, в т.ч. технология разработки глубокой шахты (более 1000 метров) в сложных геологических условиях, технология закладки и безотходной добычи, технология ультрабольшого рудного месторождения на большей высоте над уровнем моря и в альпийско-арктических райо-

нах, технология открытой добычи ультрабольших карстовых бокситовых отложений, технология рекультивации, технология разработки пологой тощей руды с нестабильной кровлей подземного месторождения и т.д. Кроме того, CINF имеет много патентов на пассажирские, товарные канатные дороги и экскурсионные лифты, представляющих самые передовые технологии, имеющих высокую экономическую эффективность и занимающих большую долю рынка.

2) Новейшие технологии обогащения руды: более 100 запатентованных технологий, в т.ч. ССФ – новая технология контактной колонно-надувной флотации; крупная высокоэффективная рудомойка производительностью 110 тонн/час и степенью отмывки 97 %; высокоэффективный сгуститель для обезвоживания; энергосберегающий смеситель для пульпы.

3) Новейшие технологии в производстве цветных металлов: меди, никеля, цинка, свинца.

4) Комплексное использование новых источников энергии.

5) Очистка сточных вод – более 20 патентов на оборудование и технологии водоподготовки: проекты очистки сточных вод от тяжелых металлов горно-металлургических комбинатов, очистки воды для коммунального хозяйства, очистки сточных вод с высоким содержанием фтора и др.

6) Комплексное оборудование для автоматического управления – более 50 патентов, в т.ч. система и метод измерения толщины футеровки, электронные датчики температуры и уровня жидкости, разноплановое лазерное оборудование и др.

УДК 669.162.1

ФОРМИРОВАНИЕ СТРУКТУРЫ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ С ДИФФЕРЕНЦИРОВАННЫМИ СВОЙСТВАМИ

Павловец В.М.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kafedra-tee@yandex.ru*

Аннотация. Проанализирован вероятный механизм формирования пористости окатышей, сформированных по технологии принудительного зародышеобразования. Проведен обзор информации по проблеме повышения реакционной способности окускованного металлургического продукта. Сформулированы условия оптимизации поровой структуры окускованных дисперсных железосодержащих материалов.

Ключевые слова: структура, реакционная способность, окускованное металлургическое сырье, железорудные окатыши, дифференцированные свойства.

FORMATION OF THE STRUCTURE OF IRON ORIENTAL GROUND WITH DIFFERENTIATED PROPERTIES

Pavlovets V.M.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, kafedra-tee@yandex.ru*

Abstract. The probable mechanism of formation of the porosity of pellets formed using the forced-nucleation technology has been analyzed. A review of information on the problem of increasing the reactivity of agglomerated metallurgical product. The conditions for optimizing the pore structure of agglomerated dispersed iron-containing materials are formulated.

Keywords: structure, reactivity, agglomerated metallurgical raw materials, iron ore pellets, differentiated properties.

Окускование железорудных материалов необходимо для получения прочного кускового продукта, являющегося сырьем для экстракции первичного металла (чугуна) в доменных печах или для металлизации сырья в шахтных агрегатах [1, 2]. Существуют три основных способа окускования пылевидной рудной мелочи и тонкоизмельченных железорудных концентратов: агломерация, брикетирование и производство окатышей. Выбор способа окускования сопряжен с рядом технологических и экономических ограничений. В частности, для производства железосодержащих окатышей необходима гидрофильная (смачиваемая водой) структура частиц, размер которых не должен превышать 0,074 – 0,10 мм. Для получения агломерата, напротив, фракция частиц размером менее 0,05 мм нежелательна, поскольку ухудшает газопроницаемость слоя спекаемой шихты и потому требует дополнительного окомкования с получением микроокатышей. Процесс брикетирования по этим критериям менее требователен и позволяет прессовать дисперсное вторичное и рудное сырье с низкой степенью гидрофильности в более широком диапазоне крупности частиц (0 – 5,0 мм) практически в любых пропорциях и составах.

Для формирования характера пористости окускованных продуктов в различных отраслях техники (металлургия, строительное и огнеупорное производство) применяют различные технические средства и методы. Основные из них приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Методы формирования структуры окускованных продуктов

Параметр структуры окускованного продукта	Метод воздействия	Технологические операции	Источник
Общая пористость	1. Применение выгорающих и вспенивающих добавок	1. Введение в состав шихты частиц угля, кокса, пека, древесных и растительных материалов, мылов	[1, 2]
	2. Применение специальных режимов сушки и обжига	1. Многоступенчатая сушка и циклическое реакционное спекание	[2]
Характер пористости (открытая, закрытая, проницаемая, непроницаемая и т.д.)	1. Применение специальных стабилизирующих добавок	1. Введение в состав шихты трубчатых древесных и растительных частиц, тканевых и волосяных нитей	[3]
	2. Применение специальных методов формообразования	1. Формирование канальной пористости полусухим, инъекционным формованием, вибропрессованием и др. 2. Использование аэродинамических методов формообразования	[2, 3]
Форма пор (сферическая, овальная, канальная, извилистая, сложной формы) и характер извилистости	1. Подготовка специальных гранулометрических и минеральных составов шихты	1. Применение полидисперсного состава добавок. 2. Применение расширяющих компонентов с различными коэффициентами термического расширения. 3. Использование испаряющихся связующих	[2, 3]
Влажность продукта	1. Уменьшение влажности тела применением специальных методов формообразования	1. Полусухое формование и торкретирование. 2. Способ струйной теплосиловой обработки и напыления влажной шихты	[1,3]

В металлургии порообразующие добавки должны обладать высокими поверхностно-активными свойствами и обеспечивать необходимую холодную и горячую прочность при минимальном расходе связующего материала. Они должны обеспечивать быструю схватываемость и высокую пластичность комкуемой массы. Они не должны ухудшать условий плавки, быть распространёнными и обладать невысокой стоимостью, характеризоваться низкими транспортными затратами по их доставке на фабрику, вносить минимальное количество примесей, опасных для персонала и снижающих качество конечного продукта, не требовать сложных приёмов и операций по их использованию. Функциональное назначение порообразующих добавок также различное. Некоторые формируют низкую теплопроводность куска, другие исключают газопроницаемость или фильтрацию жидкой фазы, третьи дополнительно формируют источник тепловыделения. Металлургическое окускованное сырьё ориентировано на формирование проницаемых для газов восстановителей слабоизвилистых пор, на границах которых способны активно протекать термохимические реакции. На этапе сушки окускованное тело должно иметь низкое содержание влаги и возможность облегченной диффузии пара из центральной части куска на его поверхность, чтобы исключить формирование предельных структурных и термических напряжений, и связанного с ними процесса трещинообразования. Повышенная реакционная способность окускованного сырья благоприятна для режима фильтрации окислительных горновых газов через структуру окатышей во время обжига.

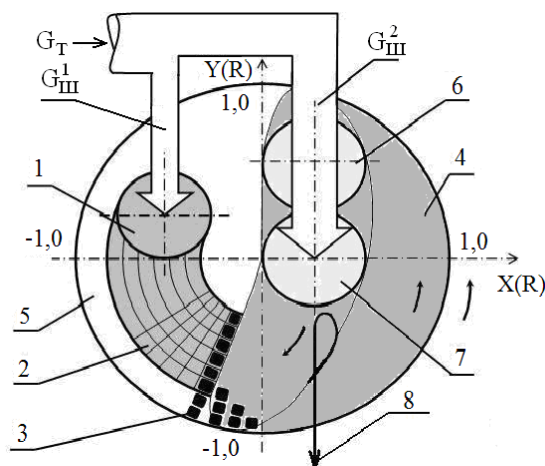
Газопроницаемость зависит от извилистости пор, которая может быть прямолинейной или извилистой. Прямолинейные поры обладают меньшим сопротивлением и легче пропускают газ восстановитель. Извилистая структура обладает более высоким сопротивлением и создает затруднения для фильтрации газа восстановителя. Чем больше диаметр пор, тем легче газ проходит к центру окатышей, но при этом уменьшается прочность гранул. Пора малого диаметра в меньшей степени разупрочняет окатыши, но создает большее сопротивление для прохода газа. Для достижения стандартной прочности окатышей рационально использовать более эффективные связки или предусматривать дополнительную упрочняющую термообработку [1]. Окатыши удовлетворительной прочности можно получить при грубом помоле концентрата до крупности, равной 0,2 мм [1, 2]. Основное условие для таких шихт при окомковании является замена воды на более эффективные связующие. Это растворы жидкого стекла, сульфит-дрожжевая бражка, известковое молоко, отходы теплоэнергетики, химической, металлургической и пищевой промышленности. Используя альтернативные связующие необходимо учитывать, что их добавки снижают содержание железа в окатышах и приводят к необходимости уменьшения температур обжига [2]. По этой причине бентонит, вводимый в количестве 1,0-1,5 %, предлагается заменять синтетическим связующим в количестве 0,1-0,2 %. В США разработали комбинированные связующие на основе кальцинированной соды, позволяющие снизить содержание связки до 0,5 кг/т. В Швеции бентонит заменяют хлоридами кальция и железным купоросом.

Использование топливных добавок в шихте окатышей (измельченный уголь, пековый кокс, шламы углеобогащения, тканевые и волосные нити, древесные опилки [2]) позволяет реализовать теплотехнические преимущества топлива, находящегося в структуре окатышей, при их обжиге [1, 2]. Снижается расход природного газа, уменьшается длительность термообработки. Появляется возможность формирования более высокой пористости и улучшенной структуры окатышей. Однако при использовании углеродсодержащих шихт снижаются комкующие свойства материала, при обжиге углеродсодержащих окатышей появляется опасность появления спеков. По этой причине содержание углеродсодержащих добавок в шихте окатышей не превышает 1-2 % [1].

Одной из структурных проблем окускованного металлургического сырья являются диффузионные затруднения в центральной части куска, обусловленные кинетическими ограничениями, возникающими при переносе газовой фазы от поверхности, например, окатышей к их центру. Они обусловлены некоторым расстоянием, которое должен пройти газ-теплоноситель от поверхности к центру, и недостаточно оптимальной поровой структурой центральной части куска. При такой структуре на этапе сушки окатышей центральная часть

окатыша содержит некоторое количество влаги, при обжиге образуется зональная структура с недообжигом и недостаточным количеством упрочняющего расплава, при восстановлении требуется большая длительность металлизации [1, 2].

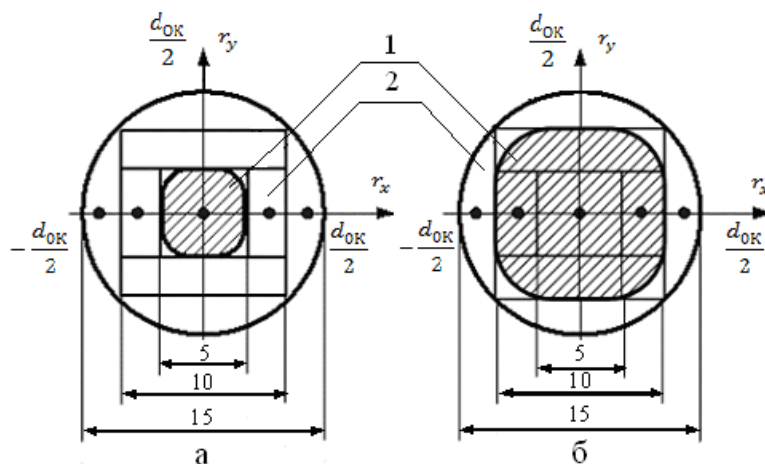
Одним из путей преодоления указанных недостатков является получение окатышей по технологии принудительного зародышеобразования (ЗНД), в которой зародышевая часть и ее поровая структура формируются теплосиловым напылением влажной шихты на донный гарнисаж окомкователя [1, 2, 4]. Схема производства окатышей по технологии ЗНД показана на рисунке 1.



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

Рисунок 1 – Схема получения окатышей способом принудительного зародышеобразования

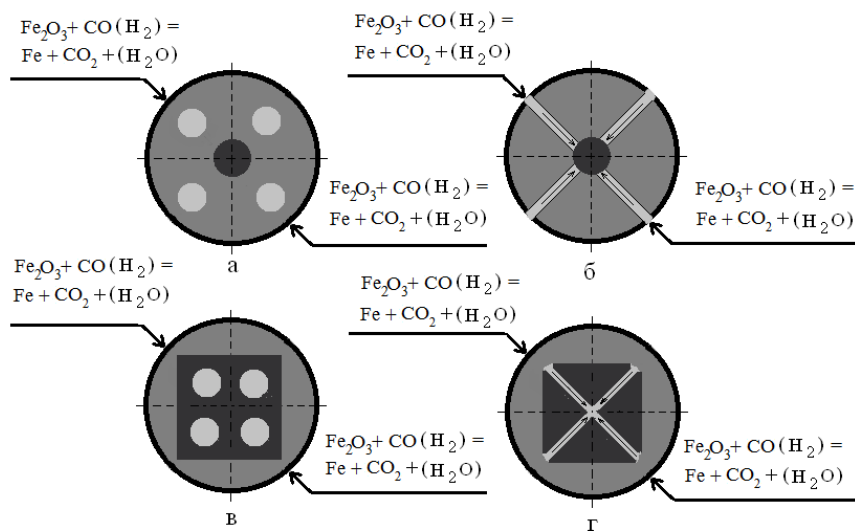
Формирование окатышей по упрощенной схеме ЗНД начинается с принудительного зародышеобразования напылением влажной шихты сжатым воздухом в холостой зоне тарелки [2]. Для этого загружаемая шихта делится на два потока, один из которых напыляется сжатым воздухом на шихтовый гарнисаж окомкователя, где формируется напыленный слой шихты. Прочный напыленный слой шихты механически делится на мерные фрагменты, выполняющие роль зародышевых центров. Зародыши поступают в рабочую зону тарелки, где происходит их увлажнение, после чего на их поверхность накатывается шихта второго потока, необходимая для образования оболочки окатыша и формирования кондиционных гранул размером 14-16 мм [2]. Структурная схема таких окатышей показана на рисунке 2.



- а – схема окатыша с зародышем размером $a_{зр} = 5$ мм; б – тоже с зародышем размером $a_{зр} = 10$ мм. Заштрихованная область 1 принадлежит зародышам, незаштрихованная зона 2 – принадлежит оболочке окатышей

Рисунок 2 – Структура окатышей, сформированных по технологии ЗНД

Существует схема производства окатышей, в которой напыление влажной шихты осуществляется на зародыши, полученные в режиме переката (ЗОН) [2]. Схема взаимодействия газа-восстановителя с рудным каркасом железорудных окатышей, полученных по технологии ЗОН и ЗНД, показана на рисунке 3. Использование метода напыления ВШС оказывает большое влияние на структуру получаемых окатышей. Повышается количество открытых пор и общей пористости окатышей, снижается значение закрытой пористости и кажущейся плотности. Влажность центральной зоны окатышей снижается на 0,5-2,2 %. Дифференцированные свойства окатышей по сечению гранул усиливают протекание термохимических процессов на границах проницаемых пор.



в позиции: а, в – схема окатышей с закрытыми порами; б, г – схема окатышей с открытыми порами

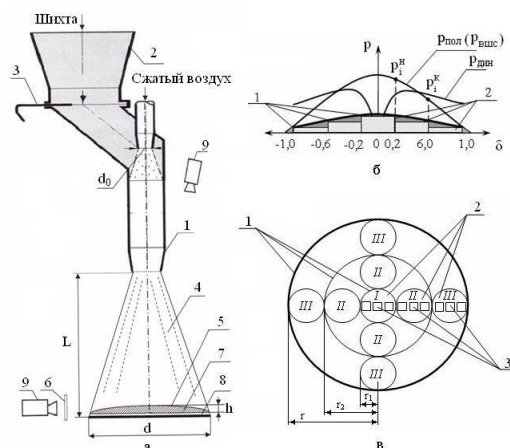
Рисунок 3 – Схема взаимодействия газа-восстановителя с рудным каркасом железорудных окатышей, полученных по технологии ЗОН – а, б и ЗНД – в, г

Эта технология успешно отработана в лабораторных условиях и показала высокую практическую эффективность. Однако закономерности формирования пористости железорудных окатышей и многие другие процессы, сопутствующие новой технологии, остаются малоизученными.

Целью работы являлось исследование механизма формирования пористости зародышей в технологии производства окатышей, основанной на технике принудительного зародышеобразования.

Схема экспериментальной установки для видеосъемки процесса напыления влажной шихты на контрастную поверхность представлена на рисунке 4.

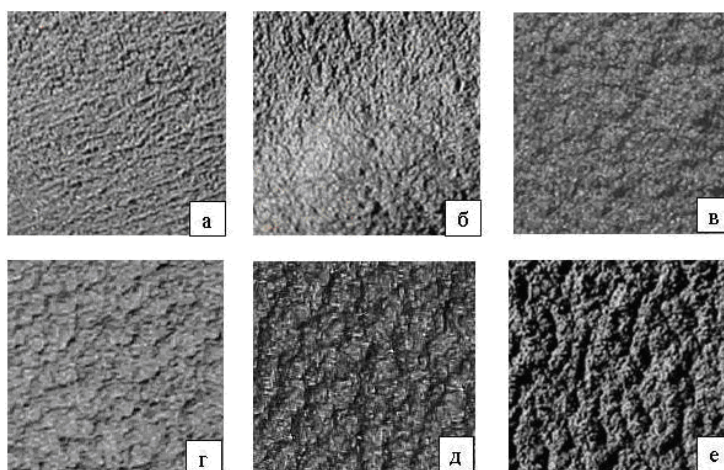
Напыляемая шихта влажностью 8,4 % содержала железорудный концентрат Тейского месторождения ($d_q = 0,068$ мм) и 1 % бентонита. Влажную шихту напыляли сжатым воздухом давлением 0,2 МПа и расходом 0,6 м³/мин. Прочность на сжатие и плотность исследовали с помощью образцов, вырезанных из них методом режущего кольца (ГОСТ 5180-84). В каждой зоне НС, ограниченной относительным диаметром δ , равным $0 \pm 0,2$, брали 10-15 образцов пробоотборниками (режущим кольцом) диаметром 10 мм. 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/м³, и влажности образцов W , %. Взвешивание проводили на электронных весах VIBRA серии AF – R220 CE (Япония). В работе использовали относительное расстояние $L/d_{\text{ca}} = 1,5; 2,5; 5,0; 10,0; 15,0; 20,0$ (где L – расстояние между соплом СА и ШГ, м; d_{ca} – диаметр сопла СА, м). Угол атаки СА к гарнизажу составлял 90 град. Используя номограмму, разработанную в работе [2], и условия экспериментов, определяли давление ВШС в зависимости от параметров сжатого воздуха и характеристик струйного аппарата.



В позиции а: 1 – струйный аппарат; 2 – бункер шихты; 3 – шибер; 4 – воздушношихтовая струя; 5 – напыленный слой шихты; 6 – защитный стеклянный экран; 7 – контрастная основа; 8 – опора; 9 – видеокамеры. В позиции б и в: 1 – границы зон; 2 – расположение образцов; 3 – места фотосъемки

Рисунок 4 – Схема экспериментальной установки для видеосъемки процесса напыления влажной шихты на контрастную поверхность – а, поле давлений струи на поверхности напыленного слоя – б и схема взятия образцов в зонах I - III – в

Анализ макроструктуры (рисунок 5) образцов показал, что в каждой из зон НС существуют заметно выраженные структурные особенности.



а – шихтовый гарнисаж; б – центральная зона НС $\delta=0$; $\beta=90^\circ$; в – $\delta=0,2$; $\beta=90^\circ$; г – $\delta=0,5$; $\beta=90^\circ$; д – $\delta=0,5$; $\beta=45^\circ$; е – $\delta=0,6$; $\beta=45^\circ$

Рисунок 5 – Макроструктура напыленного слоя шихты

В центральной зоне I ($\delta = 0-0,2$) макроструктура НС характеризуется наличием на его поверхности тонкого слоя подвижной шихтовой пульпы (гидросмеси) влажностью более 12 %. Под действием напора воздуха гидросмесь легко растекается, заполняя неровности рельефа на поверхности и, по-видимому, в глубине НС, участвуя в формировании пористости. Плотность НС в зоне I возрастает до 3050-3380 кг/м³, а пористость имеет минимальное значение (26,5-27,2 %). Здесь в основном формируется закрытая пористость (19,6-19,8 %). В периферийных зонах II и III глубина и извилистость поровых каналов возрастает, что увеличивает долю открытых пор. 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 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 по-

вышение восстановимости окатышей в металлургической плавке.

Структурные углубления НС шихты представляют собой концентрические слабоизвилистые каналы, сформированные шихтовыми напылами и располагающиеся по круговой траектории вокруг оси кругового НС. Эти каналы, как правило, замкнутые друг на друга. Часть из них имеет прерывистый характер. На фотографиях макроструктуры они отображаются темными линиями ориентировочной толщиной 0,1-1,5 мм. Ширина напылов имеет более существенную величину: от 1 до 3 мм. Эту особенность напыленных покрытий отмечают авторы работы [4, 5], в которой это свойство объясняют «теневым эффектом» напыленного слоя для потока частиц, ускоренных высокотемпературной плазмой. В результате формируется столбчатая структура покрытия, состоящая из напылов и углублений.

В качестве параметров макроструктуры НС использовали относительную величину структурных углублений НС θ_{ho} и относительное количество структурных углублений θ_N , количество/м² (1/ м²), на его поверхности. Относительную величину структурных углублений НС θ_{ho} на его поверхности определяли по выражению: $\theta_{ho} = h_o / h$, где h_o – среднее значение структурных углублений, мм; h – среднее значение высоты напыленного слоя на его оси, мм. Относительное количество структурных углублений θ_N вычисляли по выражению: $\theta_N = N / f_{nc}$, где N – численное значение структурных углублений N , определяемое по количеству концентрических теневых каналов в каждой зоне НС; f_{nc} – площадь напыленного слоя диаметром d , м².

Параметры θ_{ho} и θ_N оценивали в зависимости от давления ВШС, относительного расстояния L/d_{ca} и влажности напыляемой шихты (рисунок 6).

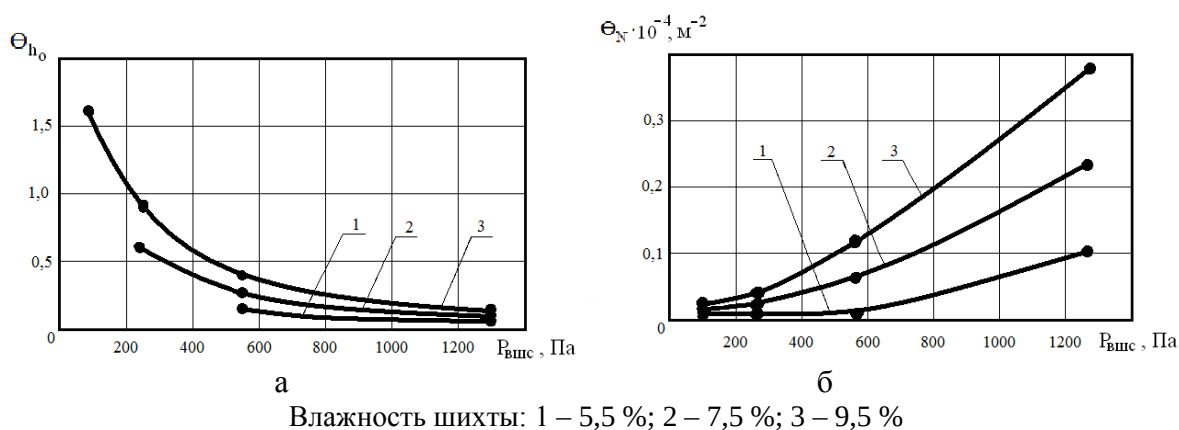
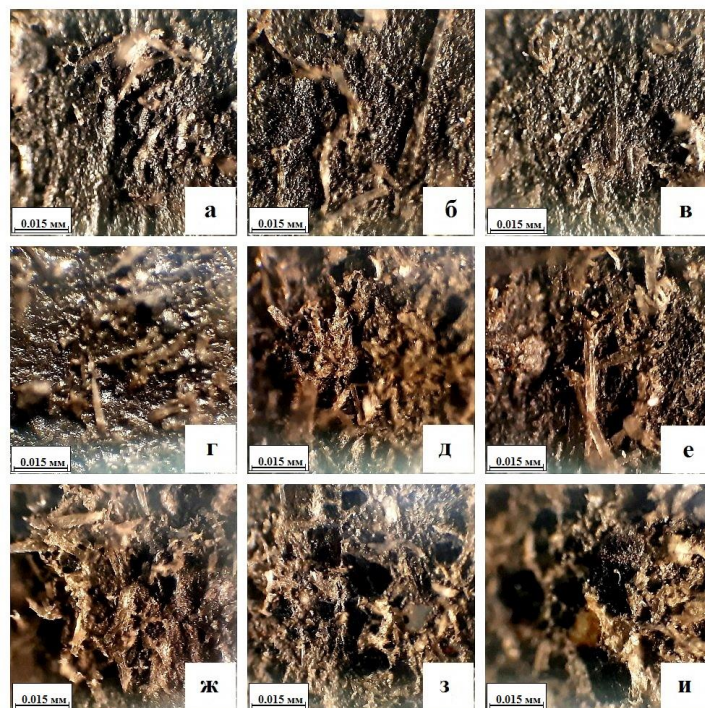


Рисунок 6 – Зависимости относительной величины структурных углублений – а и относительного количества структурных углублений НС шихты – б от давления ВШС

Установили, что в общем случае параметр θ_{ho} резко снижается с ростом давления ВШС до 800 Па, после чего происходит замедленное снижение его величины (рисунок 6). Одновременно с ростом давления ВШС высота структурных углублений падает, но одновременно с этим растет средний размер НС. Большую роль на параметр θ_{ho} оказывает влажность напыляемой шихты. При $W_{ш} = 5,5$ % и давлении ВШС менее 800-1000 Па на поверхности формируются невысокие напылы и мелкие структурные углубления ($h_o < 0,1-0,2$ мм), недоступные для инструментального измерения. Их можно замерить и анализировать при достаточно большом увеличении. Можно считать, что влажная шихтовая пульпа в этом режиме напыления не играет особой роли в структурообразовании. При $W_{ш} = 7,5$ и 9,5 % формируются крупные шихтовые напылы достаточной высоты и структурные углубления, доступные для визуального наблюдения и инструментального измерения. Параметр θ_N характеризует количество концентрических структурных углублений на поверхности напыленного слоя шихты в зависимости от P_{VShC} (рисунок 6). До давления, равного 500-600 Па, параметр θ_N растет более медленным темпом, чем при $P_{VShC} > 600$ Па (при $W_{ш} = 7,5$ и 9,5 %). Это объясняется тем, что с ростом P_{VShC} интенсивность роста количества структурных углублений существенно превышает рост площади напыленного слоя f_{nc} и его диаметра d . Причем с ростом влажности шихты с 5,5 до 9,5 % параметр θ_N возрастает почти в 4

раза при $P_{\text{ВШС}}=1280$ Па. При формировании напыленного слоя шихты, полученного при влажности шихты $W_{\text{ш}}=5,5$ % и давлении ВШС менее 800-1000 Па, высоту структурных углублений измерить практически невозможно и ее условно приняли, равной 0,1 мм. При этом условии параметр θ_N , близок к нулю.

В центральной части НС давление ВШС максимальное, в зоне III давление ВШС - минимальное. Собственное давление ВШС, называемое полным, структурно состоит из динамического (скоростного) давления движущегося потока и статического (неподвижного) заторможенного газа на поверхности преграды [6] (рисунок 4). Динамическое давление на оси НС при угле атаки ВШС 90 град равно нулю, после чего возрастает до максимального значения примерно на половине радиуса НС (зона II), после чего плавно убывает до минимума в зоне III. Динамическое давление замерено у воздушного потока, движущегося строго вдоль (параллельно) поверхности НС. Движущийся поток газов и частиц испытывает при движении сопротивление со стороны поверхности НС за счет сил трения. По этой причине поверхностная зона НС испытывает сдвиговые нагрузки [2]. В центре зоны I НС при среднем давлении ВШС (в пределах 1000-2000 Па) на шихту оказывается максимальное давление, которое выдавливает влагу из напыляемой шихты на поверхность НС особенно при $W_{\text{ш}} > 7,5$ %. В результате этого образуется подвижная шихтовая пульпа влажностью $W=(1,25-1,50)W_{\text{ш}}$, которая пропитывает шихту и активно участвует в структурообразовании. В зоне II НС динамическое давление газа-носителя максимальное, а статическая составляющая полного давления минимальная (рисунок 4). Структурообразованию способствует создание барьеров и неровностей на пути движения частиц за счет сил трения. На формирование размеров напылов и углублений оказывает влияние теневой эффект. Параметры θ_{ho} и θ_N имеют некоторое промежуточное значение. В зоне III НС все составляющие полного давления ВШС имеют минимальное значение. Напыленный слой шихты в этой зоне состоит преимущественно из слабосвязанных шихтовых конгломератов пониженной влажности $W=(0,85-0,95)W_{\text{ш}}$, которые сформированы из частично разрушившихся гребней напылов. Микроструктуры поперечного сечения в разных зонах НС, обожженного при 800 °С, представлены на рисунке 7.



Позиции: а, б, в – зона 1; г, д, е – зона 2; ж, з, и – зона 3

Координаты : $h = 0,5$, $\delta = 0,15$ (а); $h = 0,7$, $\delta = 0,1$ (б); $h = 0,3$, $\delta = 0,15$ (в)

$h = 0,3$, $\delta = 0,5$ (г); $h = 0,2$; $\delta = 0,4$ (д); $h = 0,2$, $\delta = 0,5$ (е)

$h = 0,2$, $\delta = 0,65$ (ж); $h = 0,1$, $\delta = 0,7$ (з); $h = 0,2$, $\delta = 0,9$ (и)

Рисунок 7 – Микроструктура обожженного НС ($T=800$ °С, $\tau=20$ мин);

$W=10$ %; Увеличение $120^{\times}$

Анализ микроструктуры НС в разных зонах шлифа показал наличие протяженных малоизвилистых поровых каналов различной глубины и плотности как по высоте НС, так и по его диаметру. Причем каналы расположены преимущественно вертикально или с небольшим наклоном в сторону атаки струи. Поскольку весь массив НС испытывает силовые нагрузки от динамического давления потока воздуха, то появляется характерный наклон пор в сторону атаки струи. В зоне 2 ($\delta = 0,2-0,6$) ширина и глубина поровых каналов увеличиваются, длина существенно уменьшается, извилистость и плотность каналов возрастают. В этой зоне появляется небольшое количество пор закрытого типа неправильной формы. В зоне 3 ($\delta = 0,6-1,0$) пористость НС заметно выше, количество пор канального типа резко уменьшается и наблюдаются они только в начале зоны. В конце зоны располагаются поры преимущественно закрытого типа существенно большего диаметра, у которых вертикальный размер существенно выше продольного размера. Причем большинство этих пор наклонено (наклонена вертикальная ось) в сторону атаки ВШС. Это подтверждает сдвиговый механизм формирования пористости, опирающийся на динамическое воздействие ВШС на влажные шихтовые материалы.

Механизм формирования пористости основан на надвиге шихтовых наплывов друг на друга под динамическим давлением ВШС. Воздушная полость (пора) в наибольшей степени вероятности может образоваться в основании структурного углубления, где наиболее сильное сцепление шихтового наплыва с основой. Силами, препятствующими отрыву наплыва от основы, являются силы капиллярного и межчастичного взаимодействия, силы вязкого трения [1, 2]. Гребень наплыва, находящийся под динамическим давлением ВШС, напротив, обладает более высокой подвижностью и деформацией в силу особой геометрической формы и потому может перекрыть пустоту в зоне, недоступной для давления ВШС. В силу разных причин он может обломиться и вклиниться всей массой в полость углубления. Этот механизм вероятностный, поскольку зафиксировать его в динамическом состоянии достаточно проблематично. Если шихтовые наплывы не обладают достаточной подвижностью, необходимой для развития первого механизма порообразования, то возможен механизм формирования пустот путем механического перекрытия структурных углублений напыляемой шихтой. Этот механизм особенно вероятен в зоне I, где ширина углублений не превышает 0,1-0,5 мм и соизмерима с размерами напыляемых частиц и массивных коагулянтов. Поскольку механизм напыления носит слоевой характер, то в процессе уплотнения НС в глубине слоя возможно продолжение порообразования по пути уменьшения размеров пор, их удлинения, сфероидизации и др. В виду сложности этих процессов, протекающих в динамическом состоянии и в закрытой системе, описанные механизмы имеют вероятностный характер.

Библиографический список

1. Павловец В.М. Окапыши в технологии экстракции металлов из руд / В. М. Павловец. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2014. – 345 с.
2. Павловец В.М. Расширение функциональных возможностей агрегатов для подготовки железорудного сырья к металлургической плавке / В. М. Павловец. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2016. – 373 с.
3. Павловец В.М. Огнеупорные и теплоизоляционные материалы / В.М. Павловец. – Новокузнецк: СибГИУ, 2015. – 334 с.
4. Гнездовец А.Г. Модель формирования макроструктуры покрытий при плазменном напылении / А.Г. Гнездовец, В.И. Калита // Физика и химия обработки материалов. - 2007. - №1. – С. 30-39.
5. Калита В.И. Механизм формирования аморфной структуры в металлических сплавах при плазменном напылении / В.И. Калита, Д.И. Комлев // Металлы. – 2003. – №6. – С. 30-37.
6. Павловец В.М. Прикладная механика жидкости и газа / В. М. Павловец. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2009. – 214 с.

ПОВЫШЕНИЕ СТОЙКОСТИ ПОДОВОЙ ФУТЕРОВКИ АЛЮМИНИЕВОГО ЭЛЕКТРОЛИЗЕРА: СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И АНАЛИЗ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ

Горлова А.А.¹, Згерbach О.В.¹, Галевский Г.В.²

¹АО «АрселорМиттал Темиртау»

г. Темиртау, Республика Казахстан, alina97.8g@mail.ru

²Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, kafcmetsibsiiu.ru

Аннотация. Рассмотрены требования к подине катодного устройства, развитие способов и технологические варианты их реализации. Проанализированы технические решения для повышения стойкости подовой футеровки алюминиевого электролизера, позволяющие обеспечить оптимальный срок службы при максимальной экономии электроэнергии.

Ключевые слова: повышение стойкости, футеровка, алюминиевый электролизер, подина, катодный блок.

IMPROVING THE DURABILITY OF THE SUBSTRATE LAYING OF ALUMINUM ELECTROLYZER: CONDITION OF THE QUESTION AND ANALYSIS OF TECHNICAL DECISIONS

Gorlova A.A.¹, Zgerbach O.V.¹, Galevskiy G.V.²

¹JSC «ArcelorMittal Temirtau»

Temirtau, Republic of Kazakhstan, alina97.8g@mail.ru

²Siberian State Industrial University

Novokuznetsk, Russian Federation, kafcmetsibsiiu.ru

Abstract. Analyzed technical solutions to improve the durability of the bottom lining of an aluminum electrolysis cell, allowing to ensure optimal service life with maximum energy savings. The requirements for the ideal hearth of the cathode device, the historical development of varieties of methods for improving the hearth of the electrolyzer are considered.

Key words: durability increase, lining, aluminum electrolysis cell, bottom, cathode block.

Одним из основных показателей работы алюминиевого электролизера является срок службы подины катодного устройства. В настоящее время на отечественных заводах средний срок службы катода электролизеров с верхним токоподводом составляет 1150-1650 суток. На зарубежных электролизерах средний срок службы катода на силу тока более 350-400 кА достигает 2500-3000 суток [1].

Футеровка катодного кожуха состоит из углеродной, огнеупорной и теплоизоляционной частей, каждая из которых выполняет определенную роль. Идеальная подина должна удовлетворять следующим требованиям: высокая электропроводность, высокая сопротивляемость термоударам, малая теплопроводность, хороший контакт со встроенными блоками, малая пористость, высокая смачиваемость расплавленным алюминием, хорошая сопротивляемость внедрению натрия и электролита, стойкость к истиранию. В период работы электролизера происходит проникновение криолит-глиноземного расплава (КГР) в открытые поры и трещины подовых блоков и швов, образованных на первых стадиях работы во время обжига и пуска электролизеров, начинается воздействие компонентов электролита, которое сопровождается разрушениями углеграфитовых подовых блоков футеровки катодного устройства вследствие внедрения натрия в кристаллическую решетку углеграфитового материала

(УГМ), что в итоге, приводит к преждевременной остановке электролизера [1].

Очевидно, что ни один из известных углеродистых материалов и угольных композитов не может удовлетворять всем требованиям идеального материала катода. Поэтому задача состоит в том, чтобы так сбалансировать свойства различных углеродсодержащих материалов, чтобы обеспечить оптимальный срок службы при максимальной экономии электроэнергии.

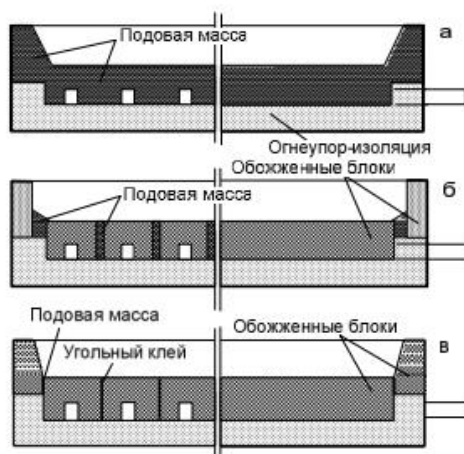


Рисунок - Разновидности угольной футеровки катодного устройства электролизера

В начале промышленного производства алюминия подину электролизера набивали пластичной подовой массой, но из-за низкого качества сформованной подины от этого способа пришлось отказаться (рисунок, а). В настоящее время применяется следующий способ монтажа подины - катодные обожженные блоки укладывают на сыпучие барьерные материалы, которые лежат на огнеупорной части подины. Зазоры между блоками набиваются из подовой массы (рисунок, б). Такой тип подины является доминирующим в отечественной промышленности. Разновидностью такой подины являются склеенные полумонолитные катоды из обожженных и механически обработанных блоков, которые представляют наиболее совершенный (но и самый дорогой) тип катода, позволяющий продлить срок службы (рисунок, в).

Углеродсодержащие части почти полностью выполнены из предварительно обожженных материалов за исключением очень узких периферийных швов. Предварительно обожженные блоки подвергаются механизированной обработке, обеспечивая качественную поверхность перед склеиванием. Это наиболее перспективная на сегодня конструкция промышленного катодного

устройства. Однако, такой тип подины не нашел своего применения из-за высокой стоимости блоков и большой трудоемкости [2].

В настоящее время разработаны различные технические решения для повышения стойкости подовой футеровки алюминиевого электролизера. Наиболее эффективными являются следующие:

- 1) Способ защиты углеграфитовых подовых блоков алюминиевого электролизера [3]. Данный способ обеспечивает повышение стойкости и прочности углеграфитовых подовых блоков футеровки, увеличение срока службы и производительности электролизера, улучшение сортности получаемого алюминия, снижение расхода электроэнергии за счет уменьшения удельного электрического сопротивления углеграфитовой футеровки. Это достигается тем, что слой формируют из шихты, содержащей кокс, карбонат лития и кристаллический кремний, после формирования слоя проводят обжиг подины при температуре от 950 до 970°C. При выходе электролизера на полную нагрузку тока, соответствующего току серии электролиза, продолжительность обжига составляет по времени от 48 часов и больше, и зависит от размера и параметров шахты электролизера, электрического сопротивления на участке электрический слой сопротивления - катодные блоки, а также количества теплоизоляционных материалов, применяемых на обжиге. Установлено, что катодные блоки на основе углеграфитовых материалов после обжига под слоем шихты, состоящей из кокса, карбо-

ната лития и кристаллического кремния, отличаются более высокими физико-техническими характеристиками по сравнению с первичными стандартными образцами.

2) Способ защиты углеродной футеровки [4]. Данный способ обеспечивает снижение рабочего напряжения, а также повышение производительности, срока службы, улучшение сортности алюминия при снижении расхода электроэнергии за счет обработки поверхности углеграфитовой футеровки парами лития. При обработке парами лития углеродного блока на его поверхности образуется защитный блокирующий слой. Катодный блок устанавливают наружной поверхностью на специальный чугунный поддон, заполненный предварительно прокаленным карбонатом лития, помещают в газопламенную печь, не допуская утечек паров лития, и нагревают до температуры 1300-1400 °С с последующей выдержкой при максимальном значении температуры в течение 2-3 часов, обеспечивая непрерывную дозированную подачу карбоната лития под слой кремния в течение 2-3 часов, гарантируя проникновение паров лития в глубину угольного блока между слоями углерода и во внутренние поры. На стадиях нагрева и прокали при помощи аэродозатора производят постепенную загрузку карбоната лития в расплав под слой кремния. Установлено, что катодные блоки на основе углеграфитовых материалов, полученные по предлагаемому способу, отличаются высокими техническими характеристиками по сравнению со стандартными блоками.

3) Способ защиты подины путем применения модифицирующих добавок на основе лития (холодонабивная подовая масса) [5]. Данный способ обеспечивает повышение эксплуатационных свойств и стойкости катодного устройства за счет модифицирования стандартной холодно-набивной подовой массы добавкой на основе карбоната лития и кремния. Для приготовления жидкого углеродного связующего в стальную емкость добавляют необходимое количество каменноугольного пека и нагревают до температуры 120 °С. Затем в полученную смесь добавляют модифицирующую добавку и перемешивают. После этого заливают поглотительное масло с температурой 50 °С, перемешивая до тех пор, пока ее температура не будет 50 °С. Для приготовления холодонабивной подовой массы в растворосмеситель загружается 3/4 количества электрокальцинированного антрацита, затем добавляют жидкое стекло и перемешивают с последующей заливкой жидкого углеродного связующего. Далее добавляют оставшуюся часть электрокальцинированного антрацита и проводят окончательное перемешивание не менее 15 минут. Добавление модифицирующей добавки - карбоната лития, обеспечивает снижение негативных эффектов, связанных с адсорбцией натрия в катодных материалах, поскольку атомы лития из-за маленького радиуса, в отличие от других щелочных металлов, способны внедряться в слои и поры угольного материала без искажения кристаллической структуры углерода. Установлено, что применение модифицирующей добавки, карбоната лития, необходимого для воздействия между компонентами холодонабивной подовой массы, не влияет на технологию получения подовой массы.

4) Способ изготовления катодного блока для алюминиевого электролизера [1]. Данный способ позволяет получить катодный блок для алюминиевого электролизера, обладающий меньшей пористостью, высокой плотностью, большими прочностными свойствами, стойкостью к проникновению натрия, а также снижение расхода электроэнергии за счет уменьшения удельного электросопротивления катодного блока. Способ заключается в том, что на стадии подготовки исходных материалов производится проковка антрацита и нефтяного кокса в электрокальцинаторе при температуре от 1200 до 1300 °С в течение от 2 до 3 часов, далее полученный продукт перемешивается с искусственным графитом, каменноугольным пеком и модифицирующей добавкой в количестве от 2,5 до 6,0 мас. %, состоящей из смеси карбоната лития и кристаллического кремния при массовом соотношении 4:1. Таким образом, установлено, что при использовании предлагаемого способа изготовления катодного блока для алюминиевого электролизера снижается степень износа поверхности катодного блока, происходит снижение расхода электроэнергии за счет уменьшения удельного электросопротивления катодного блока, а также увеличивается срок службы и производительность электролизера, а также повышается сортность первичного алюминия.

5) Способ нанесения различных вариантов катодных покрытий с диборидом титана TiB_2 [6]. К различным вариантам катодных покрытий с диборидом титана относятся: горячепрессованные плитки из TiB_2 , композиционное покрытие со связкой (TiB_2 +порошок графита + смола/пек; 30-60 % TiB_2 +40-60 % антрацита + 5-20 % порошка графита + 5-20 % пека; TiB_2 + смола/пек, TiB_2 + Al_2O_3 + H_2O). Способ заключается в том, что покрытия наносятся на подину плиточной облицовкой, заливкой и уплотнением вибрацией, распылением, окрашиванием. Во всех случаях отмечается снижение катодного падения напряжения (до 15-30 мВ), повышение выхода по току (на 1-2 %), улучшение стабильности энергетических параметров электролизера, снижение повреждений катодных блоков, возможность снижения (примерно на 1 см) междуполюсного расстояния (МПР), технологическая предпочтительность применения TiB_2 + связующее. В настоящее время недостаточная термостойкость, затратность изготовления монолитных изделий и, важнее всего, высокая стоимость товарного порошка диборида позволяют применять его только в составе композитов. Более экономичный способ, при котором на основе получения и применения смачиваемого алюминием покрытия на основе TiB_2 готовится водная суспензия, содержащая 68-70 % твердого вещества (90 % - TiB_2 , 10 % - Al_2O_3). Физическая и химическая связь между коллоидными частицами Al_2O_3 и частицами TiB_2 ; в суспензии приводит к образованию вязкоэластичного желеподобного состояния материала. Такой материал не выделяет воду и ведет себя после сушки как твердый. Суспензию наносят распылением или окрашиванием с промежуточной сушкой воздухом после нанесения каждого слоя. Покрытие толщиной 1,0-2,0 мм обеспечивает смачивание катода алюминием, имеет высокое сопротивление внедрению натрия, одновременно сочетает достаточную твердость, прочность на изгиб, износостойкость, сцепление с основой, способствует снижению катодного падения напряжения и повышению катодного выхода алюминия по току. Защита катодов покрытием на основе TiB_2 , позволяет снизить энергозатраты в современном алюминиевом производстве примерно на 10%. В настоящее время из вышеприведенных способов технологических решений для повышения стойкости подовой футеровки алюминиевого электролизера используется только способ нанесения различных вариантов катодных покрытий с диборидом титана, остальные способы разработаны, но не реализованы. В зарубежной практике алюминиевого производства материалы для защитных катодных покрытий алюминиевых электролизеров поставляются фирмой «МОЛТЕК» и имеют торговые марки ТИНОР А, ТИНОР М и утолщенный ТИНОР. ОК «РУСАЛ» также проявляет определенный технологический интерес к созданию и промышленному применению смачиваемых катодов. В 2016 г. Инженерно-технологический центр ОК «РУСАЛ» совместно с крупнейшим российским производителем углеграфитовых материалов группа «Энергопром» начал производственные испытания электролизеров с защитными покрытиями катодов на основе композиции TiB_2 + пек в условиях АО «РУСАЛ-Красноярск». Таким образом, при использовании предлагаемого способа повышается средний срок службы электролизера с 1625 до 2555 суток.

Библиографический список

1. Саитов, А.В. Применение литиевых добавок при электролитическом производстве алюминия для повышения стойкости подовой футеровки алюминиевого электролизера [Текст]: дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук: 05.16.02 / Саитов А. В.; СПбГТУ. – Санкт-Петербург, 2018. – 146 л.
2. Галевский, Г.В. Металлургия алюминия [Текст]: справочник по технологии и оборудованию / Г.В. Галевский, М.Я. Минцис, Г.А. Сиразутдинов – Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2009. – 251 с.
3. Пат. 2626128, Россия, МПК C25C 3/20. Способ защиты углеграфитовой подины алюминиевого электролизера / Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет», В.Ю. Бажин, А.В. Саитов, Р.Ю. Фещенко, заявл. 10.10.2016; опубл. 21.07.2017, Бюл. № 21.

4. Пат. 2522928, Россия, МПК C25C 3/20. Способ защиты углеродной футеровки / Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», В.Ю. Бажин, Р.Ю. Фещенко, В.М. Сизяков, Р.К. Патрин, А.В. Саитов, заявл. 26.04.2013; опубл. 20.07.2014, Бюл. № 20.

5. Пат. 2548875, Россия, МПК C25C 3/00. Холоднонабивная подовая масса / Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», В.Ю. Бажин, А.В. Саитов, Р.Ю. Фещенко, Р.К. Патрин, Э.Ю. Георгиева, заявл. 27.12.2013; опубл. 20.04.2015, Бюл. № 11.

6. Ефимова, К.А. Исследование и технологическая реализация процессов боридообразования при плазмометаллургической переработке титан-борсодержащего сырья [Текст]: дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук: 05.16.02/ Ефимова К.А.; СибГИУ. - Новокузнецк, 2017.- 166 л.

УДК 669.046:536.45

ПРИМЕНЕНИЕ ДИБОРИДА ТИТАНА ДЛЯ ЗАЩИТЫ КАТОДОВ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ

Галевский Г.В.¹, Руднева В.В.¹, Галевский С.Г.², Комрони М.³, Гордиевский О.И.⁴

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru*

²*Санкт-Петербургский горный университет,
г. Санкт-Петербург, Россия, sgalevskii@gmail.com*

³*Министерство промышленности и новых технологий,
г. Душанбе, Республика Таджикистан, km-0808@mail.ru*

⁴*АО «РУСАЛ – Новокузнецк»,
г. Новокузнецк, Россия, gordej87@mail.ru*

Аннотация. Проведен анализ современных технических решений для защиты катодов алюминиевых электролизеров. Обоснован и предложен технологический вариант получения защитных покрытий на основе нанокристаллического диборида титана. Проведено сравнение базовых и ожидаемых показателей производства алюминия при применении катодов с защитными покрытиями. Разработано техническое решение по организации производства нанокристаллического диборида титана. Обоснованы его основные технико-экономические показатели.

Ключевые слова: электролитическое производство алюминия, защитные покрытия, катод, диборид титана.

APPLICATION THE TITAN DIBORID'S FOR PROTECTION OF CATHODES OF ALUMINIUM ELECTROLYZERS

Galevskiy G.V.¹, Rudneva V.V.¹, Galevskiy S.G.², Komroni M.³, Gordiyevsky O.I.⁴

¹*Siberian state industrial university,
Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru,*

²*St. Petersburg Mining University,
St. Petersburg, Russia, sgalevskii@gmail.com*

³*Ministry of the industry and new technologies,
Dushanbe, Republic of Tajikistan, km-0808@mail.ru*

⁴*JSC «RUSAL – Novokuznetsk»,
Novokuznetsk, Russia, gordej87@mail.ru*

Abstract. *The analysis of modern technical solutions for protection of cathodes of aluminum electrolyzers is carried out. The technological option of receiving protective coatings on the basis of a nanocrystal titan diboride is reasonable and offered. Comparison of the basic and expected aluminum production indicators at use of cathodes with protective coatings is carried out. Technical solution on the organization of production of a nanocrystal titan diboride is developed. Its main technical and economic indicators are proved.*

Keywords: *electrolytic aluminum production, protective coatings, cathode, titan diboride.*

Введение

Современная металлургия обеспечивает мировую экономическую систему разнообразной металлопродукцией как массового, так и специального назначения. По данным World Steel Association, в структуре потребления металлопродукции 94% приходится на сплавы железа, цветных металлов – 5%, 1% составляет разнообразная по номенклатуре группа металловосодержащих материалов с особым комплексом свойств. В этой группе важное место занимают бориды металлов подгрупп титана, ванадия и хрома, материалы и сплавы на их основе, которые благодаря уникальному сочетанию практически значимых свойств применяются в машино-, авиа- и ракетостроении для решения прикладных инженерно-технических и производственных задач, требующих высокотемпературных, сверхтвердых, жаропрочных, жаростойких, износоустойчивых конструкционных, огнеупорных, наплавочных материалов и защитных покрытий, способных работать в экстремальных условиях.

В эту группу входит диборид титана TiB_2 , исследованный и введенный в обращение научной школой известного российского ученого-материаловеда Самсонова Г.В. более 50 лет назад и востребованный до сих пор в технологии различных материалов: металлокерамических инструментальных и конструкционных, огнеупорных и абразивных, напыляемых и наплавляемых, для модифицирования и смачиваемых металлами покрытий (таблица 1). При этом прикладной интерес к дибориду титана постоянно растет: в течение последних 10-ти лет в изданиях, индексируемых в базах данных «Scopus» и «Web of Science», размещено 115 публикаций, содержащих технологическую информацию о его производстве и применении, отражающих тенденцию перехода от применения диборида титана крупнозернистого к микро- и нанокристаллическому, что обусловлено стремлением ученых и технологов-практиков к достижению качественно нового уровня эксплуатационных свойств материалов и покрытий на его основе.

Основу современного производства диборида титана составляют карботермический, магнитермический и газофазный способы. Карбо- и магнитермический способы включают восстановление оксидов титана и бора углеродом или магнием и рафинирование продукта и реализуются в различных технологических вариантах. Газофазный способ основан на боридообразовании в условиях плазменного потока, реализуется в непрерывном режиме и обеспечивает производство нанокристаллического диборида титана. Выявлено 10 отечественных и 10 зарубежных фирм, реально позиционирующих себя в качестве производителей и поставщиков диборида титана. Российские производители предлагают к реализации диборид титана магнитермического способа получения. Стратегически важный нанокристаллический сегмент рынка полностью закрывается зарубежными поставщиками, среди которых такие компании как «American Elements», «Nanostructured & Amorphous Materials, Inc.», «PlasmaChem GmbH», «NEOMAT Co». Это обуславливает необходимость развития российской нанотехнологии диборида титана.

В связи с этим исследование и технологическая реализация процессов боридообразования при плазмометаллургической переработке титан-борсодержащего сырья является важной научно-практической задачей, имеющей большое значение для развития отечественной металлургии титана и его многофункциональных соединений, а также эффективного решения инновационных задач прикладного материаловедения.

Таблица 1 – Основные свойства и направления применения диборида титана

Основные свойства	Значение характеристики	Области применения
Сверхтвердость	Микротвердость 33 ГПа	Компонент металлокерамических твердых сплавов для металлообработки резанием и бурения горных пород, средств индивидуальной защиты и броневой керамики
Тугоплавкость	Температура плавления 3498 К	Компонент жаропрочных сплавов и изделий (чехлы термопар, плавильные тигли, трубопроводы для перекачки расплавленных металлов)
Устойчивость к абразивному износу	Относительная абразивная способность 2,36 (по отношению к электрокорунду белому)	Компонент металлокерамических твердых сплавов для металлообработки шлифованием (титановые и другие сплавы)
Сопротивление окислению на воздухе.	Температура начала окисления 1073 К	Ингибитор в производстве высокотемпературных огнеупоров на основе MgO-C для сталеплавильных конвертеров
Смачиваемость расплавленным алюминием	Краевой угол смачивания 38 град.	Компонент защитных покрытий катодов алюминиевых электролизеров
Стойкость в расплавах цветных металлов Zn, Al, Sn, Pb	Не взаимодействует	Детали насосов, желоба, литники в производстве цветных металлов

Материалы смачиваемых покрытий катодов алюминиевых электролизеров

Сплавы алюминия широко используются во многих отраслях машиностроения вследствие их малой плотности и относительно высокой прочности. Непрерывно растет мировое производство первичного алюминия, достигая в настоящее время объема порядка 37,3 млн. т/год [1]. Получают товарный алюминий электролизом фторидного криолит-глиноземного расплава, содержащего растворенный глинозем Al_2O_3 , при температуре 1213-1243 К. Процесс реализуется в горизонтальных электролизерах с углеграфитовыми анодами и катодами. При этом в ваннах электролизеров реальным катодом является расплавленный алюминий, под слоем которого находится углеграфитовая футеровка со сроком эксплуатации 5-8 лет. Главный недостаток такой подины – несмачиваемость расплавленным алюминием. Поэтому между подиной и жидким алюминием накапливается тонкий слой электролита, способствующий проникновению натрия в кристаллическую решетку углеродсодержащих материалов подины и ее разрушению. В связи с этим в последние 20 лет в мировой практике расширяется объем исследований и технологических предложений, направленных на выбор материалов для облицовки футеровки катода, формирования на ней смачиваемых покрытий или производства объемных изделий ее компонентов [1-6].

Катодный материал должен удовлетворять ряду требований, а именно, быть стойким к расплавленному алюминию и электролиту, высокоэлектропроводным, достаточно прочным, хорошо смачиваться алюминиевым расплавом, (т.е. иметь к нему высокую адгезию), а линейная скорость его износа не должна превышать 3-5 мм/год. Такой набор свойств может быть реализован только в композиционном материале, имеющем функциональную основу и фазовые добавки, выполняющие различные назначения. По данным [2, 7-10], в составе функциональной основы могут быть использованы бориды и карбиды тугоплавких металлов.

В настоящее время наиболее эффективным функциональным материалом для смачива-

емых катодов алюминиевых электролизеров признан диборид титана TiB_2 . Это подтверждается результатами масштабных промышленных экспериментов, проведенными в разное время компаниями «Грейт Лейкс», «Рейнольдс Металл» (США), «Комалко» (Австралия), Шеньянь-жэнским СВУ (Китай) [2, 11-15]. Исследовались различные варианты катодных покрытий: горячепрессованные плитки из TiB_2 , композиционное покрытие со связкой (TiB_2 +порошок графита + смола/пек; 30-60 % TiB_2 + 40-60 % антрацита + 5-20 % порошка графита + 5-20 % пека; TiB_2 + смола/пек, TiB_2 + Al_2O_3 + H_2O). Покрытия наносились на подину плиточной облицовкой, заливкой и уплотнением вибрацией, распылением, окрашиванием. Во всех случаях отмечается снижение катодного падения напряжения (до 15-30 мВ), повышение выхода по току (на 1-2 %), улучшение стабильности энергетических параметров электролизера, снижение повреждений катодных блоков, возможность снижения (примерно на 1 см) междуполюсного расстояния (МПР), технологическая предпочтительность применения TiB_2 + связующее. Действительно, недостаточная термостойкость, затратность изготовления монолитных изделий и, важнее всего, высокая стоимость товарного порошка диборида позволяют применять его только в составе композитов. Предложенные тонкие покрытия на основе TiB_2 быстро изнашиваются и поэтому неэффективны, а толстые покрытия или объемные изделия - экономически невыгодны даже при пониженном до 30-40 % содержании диборида. Еще более низкое содержание не обеспечивает надежного смачивания композита алюминием. Частично эти недостатки устраняют применением неспекаемых гетерофазных порошковых композитов на основе TiB_2 с наполнителями, которые также должны быть стойкими к жидкому алюминию (как правило, различные формы углерода, а также корунд). Углеродное или алюмооксидное вяжущее в процессе термообработки при изготовлении катодных изделий скрепляет фазовые компоненты материала в монолитное твердое тело, образуя композит, смачиваемость которого алюминием достигается за счет определенного объемного содержания TiB_2 .

В работах [12, 16-19] описан один из технологических вариантов получения и применения смачиваемого алюминием покрытия на основе TiB_2 . Для получения такого покрытия готовится водная суспензия, содержащая 68-70 % твердого вещества (90 % - TiB_2 , 10 % - Al_2O_3). Физическая и химическая связь между коллоидными частицами Al_2O_3 и частицами TiB_2 в суспензии приводит к образованию вязкоэластичного желеподобного состояния материала. Такой материал не выделяет воду и ведет себя после сушки как твердый. Суспензию наносят распылением или окрашиванием с промежуточной сушкой воздухом после нанесения каждого слоя. Общая продолжительность сушки составляет 24 часа. Покрытие толщиной 1,0-2,0 мм обеспечивает смачивание катода алюминием, имеет высокое сопротивление внедрению натрия, одновременно сочетает достаточную твердость, прочность на изгиб, износостойкость, сцепление с основой, способствует снижению катодного падения напряжения и повышению катодного выхода алюминия по току.

Таким образом, защита катодов покрытием на основе TiB_2 является мощным резервом энергосбережения в современном алюминиевом производстве, оцениваемом на уровне 10 %. Это свидетельствует о необходимости дальнейшего развития технологической базы его производства. Основными способами получения TiB_2 для смачиваемых катодных покрытий являются самораспространяющийся высокотемпературный и печной синтезы. Однако эти способы при относительной простоте технологического решения малопроизводительны и позволяют получать TiB_2 в виде достаточно крупного порошка с частицами размерного диапазона 5-10 мкм. Есть основания предполагать, что введение TiB_2 в состав суспензии в виде более тонкого порошка с размером частиц, меньшим или сопоставимым с размером частиц Al_2O_3 (0,1 – 1 мкм), будет способствовать повышению физико-механических и защитных свойств покрытия.

Защитные покрытия катодов алюминиевых электролизеров

В зарубежной практике алюминиевого производства материалы для защитных катодных покрытий алюминиевых электролизеров поставляются фирмой «МОЛТЕК» и имеют торговые марки ТИНОР А, ТИНОР М и утолщенный ТИНОР [2, 14]. ОК «РУСАЛ» также проявляет определенный технологический интерес к созданию и промышленному приме-

нию смачиваемых катодов. В 2016 г. её Инженерно-технологический центр совместно с крупнейшим российским производителем углеграфитовых материалов «Группа» Энерго-пром» начал производственные испытания электролизеров с защитными покрытиями катодов на основе композиции TiB_2 + пек в условиях АО «РУСАЛ-Красноярск». В связи с этим проведена оценка перспектив освоения и реализации технологии смачиваемого катода в рамках компании, некоторые результаты которой приведены в таблице 2. Оценка проведена для условий 2016 г. из предположения уменьшения МПР на 1 см, повышения катодного выхода алюминия по току на 1 %, снижения падения напряжения в контакте алюминий-подина на 50 мВ, толщины покрытия 8 мм, удельного расхода TiB_2 0,26 кг/т Al, повышения среднего срока службы электролизера с 1625 до 2555 суток при величине удельных затрат на капремонт 2500 руб./т Al.

Таблица 2 – Базовые и ожидаемые показатели производства алюминия ОК «РУСАЛ» (Россия) при применении катодов УГ и УГ - TiB_2

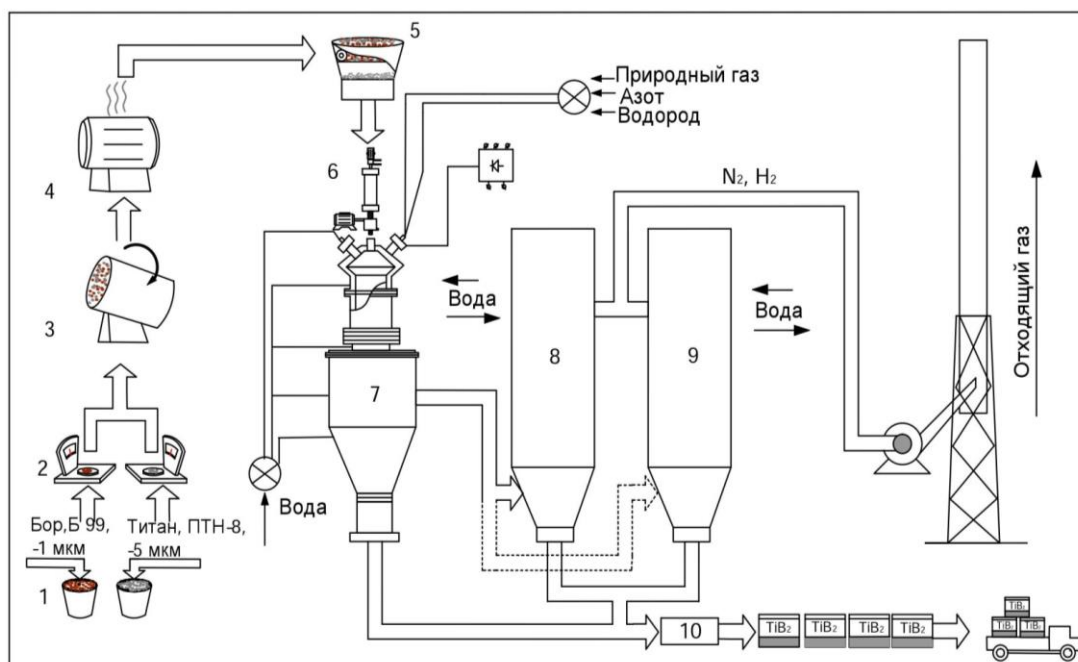
Показатели производства алюминия	УГ катоды	УГ - TiB_2 катоды
Производство Al, т/год	3724000	3724000
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т Al	14000	12500
Снижение потерь электроэнергии, кВт·ч/т Al	-	1500
Годовой расход электроэнергии, кВт·ч/т Al	52176000000	46550000000
Экономия электроэнергии, кВт·час/год	-	5586000000
Экономия в денежном выражении, \$/год	-	123203000
Эквивалентное производство Al, т/год	-	44700
Средний срок службы катода, сут.	1625	2555
Удельные затраты на капремонт, руб./т Al	2500	2500
Экономия в денежном выражении, \$/год	-	99306000
Общая экономия в денежном выражении, \$/год	-	225120000
Удельный расход TiB_2 , кг/т Al	-	0,26
Потребность в TiB_2 , т/год	-	968
Допустимая цена TiB_2 , \$/кг	-	230

Годовая потребность в дибориде титана одного алюминиевого завода, например, Хакасского с одной сверхдлинной серией электролиза с напряжением 1600 В и силой тока 350 кА, с количеством установленных электролизеров 336 производительностью порядка 280000 т алюминия в год составляет 72 т.

Для алюминийпроизводящих предприятий разработано техническое предложение по организации собственного производства нанокристаллического диборида титана как основного компонента катодных покрытий алюминиевых электролизеров, включающее технологический процесс получения диборида титана, комплекс основного и вспомогательного оборудования и обоснование основных технико-экономических показателей производства. Аппаратурно-технологическая схема получения нанокристаллического диборида титана приведена на рисунке 1.

Необходимый объем инвестиций и прогнозируемые основные показатели производства приведены в таблице 3. Требуемый объем инвестиций для организации производства нанокристаллического диборида титана в составе 3-х плазмометаллургических реакторов общей мощности 450 кВт составляет 93,3 млн. руб. При этом прогнозируется достижение го-

довой производительности 52 т/год при отпускной цене 34670 руб./кг. Срок окупаемости капитальных вложений составляет 0,5 года.



1 – хранение шихтовых материалов и подготовка шихты; 2- дозирование; 3 – смешивание; 4 – сушка; 5 – протирка; 6 – загрузка шихты в дозатор; 7 – плазмообработка; 8-9 – охлаждение отходящего пылегазового потока и отделение целевого продукта; 10 – сбор, контроль качества и упаковка

Рисунок 1 – Аппаратурно-технологическая схема получения нанокристаллического диборида титана

Выводы

Разработано для алюминийпроизводящих предприятий техническое предложение по организации производства нанокристаллического диборида титана – компонента катодных защитных покрытий алюминиевых электролизеров, включающее технологический процесс, основное и вспомогательное оборудование и обоснование основных технико-экономических показателей производства.

Таблица 3 – Прогноз основных технико-экономических показателей производства диборида титана

Показатели	Прогнозируемые значения
Производственная площадь, м ²	300
Установленная мощность, кВт	450
Количество реакторов, шт	3
Инвестиции в основные и оборотные фонды, млн. руб.	93,3
Коэффициент использования оборудования, доли ед.	0,7
График работы, количество смен	2 смены x 12 час.
Годовая производительность, т/год	52
Годовая потребность в сырье, т/год	
-титана порошок марки ПТН-8	37,3
-бора порошок марки Б-99	17,1
Годовое энергопотребление, млн. кВт·ч	2,06
Срок окупаемости капитальных вложений, лет	0,5

Требуемый объем инвестиций при установленной мощности 450 кВт составляет 93,3 млн. руб. Прогнозируется достижение годовой производительности 52 т/год, отпускной цены 34670 руб./кг, срока окупаемости капиталовложений 0,5 года.

Библиографический список

1. Галевский Г.В. Металлургия алюминия: справочник по технологии и оборудованию / Г.В. Галевский, М.Я. Минцис, Г.А. Сиразутдинов ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: СибГИУ, 2009. – 251 с.
2. Serlire M. Cathodes in aluminum electrolysis / M. Serlire, H.A. Oye // Dusseldorf: Aluminium – Verlag, 2010. – 698 p.
3. Grotheim K. Introduction to Aluminium Electrolysis / K. Grotheim, H. Kvande// Dusseldorf: Aluminium - Verlag, 1993. – 260 p.
4. Li J. Research progress in TiB₂ wettable cathode for aluminum reduction/ J. Li [et al.] // The Journal of The Minerals, 2008. - Vol. 60(8). – P. 32–37.
5. Горланов Е.С. Электрохимическое борирование титаносодержащих углеграфитовых материалов / Е.С. Горланов, В.Ю. Бажин, А.А. Власов // Электromеталлургия. – 2016. – №6. – С. 19-24.
6. Горланов Е.С. Инновационные решения в области модернизации футеровки катодных устройств высокоамперных электролизеров Е.С. Горланов, В.Ю. Бажин, А.А. Власов // Новые огнеупоры. – 2016. – №3. – С.77-78.
7. Дубчак Р.В. Совершенствование производства алюминия за рубежом / Р.В. Дубчак // Цв. металлургия. – 1994. – №10. – С. 28-33.
8. Борисоглебский Ю.В. Металлургия алюминия / Ю.В. Борисоглебский [и др.] - Новосибирск: Наука. Сиб. изд. фирма РАН, 2000. – 438 с.
9. Галевский Г.В. Металлургия алюминия. Мировое и отечественное производство: оценка, тенденции, прогнозы. / Г.В. Галевский, Н.М. Кулагин, М.Я. Минцис - М.: Флинта: Наука, 2004. – 280 с.
10. Галевский Г.В. Металлургия алюминия. Технология, электроснабжение, автоматизация/ Г.В. Галевский [и др.] - М.: Флинта: Наука, 2008. – 528 с.
11. Pat. 4544524 USA Process for manufacturing solid cathode / Tiberiu Mizrah, Matthias Hoffmann, Peter Käser; Swiss Aluminium Ltd. – US 06/658521; filing date 9.10.1984; publ. 1.10.1985 – 4 с.
12. Пат. 2498880 РФ, МПК C04B35/58. Способ получения порошка диборида титана для материала смачиваемого катода алюминиевого электролизера/ В.В. Иванов, С.Ю. Васильев, В.К. Лауринавичюте, А.А. Черноусов, И.А. Блохина; ФГБОУ ВПО «СФУ», т. - 2012134603/02, заявл. 13.08.2012, опубли. 20.11.2013. – 8 с.
13. Pat. EP2493813A1 Methods of making titanium diboride powders/ J. C. Mcmillen; Alcoa Inc. – PCT/US2010/054868; filing date 29.10.2010; publ. 05.09.2012 – 4 с.
14. Subramanian C. Synthesis and consolidation of titanium diboride / C. Subramanian, T.S.R.Ch. Murthy, A.K. Suri// International Journal of Refractory Metals and Hard Materials. – 2007. – Vol. 25(4). – P. 345–350.
15. Pat. EP 2748119B1 Titanium diboride granules as erosion protection for cathodes/ M. Engler, G.Victor; 3M Innovative Properties Company. – № PCT/EP2012/065189; filing date 02.08.2012; publ. 30.11.2016. – 6с.
16. Zang H. The materials used in the production of aluminium by Eru-Xoll/ H. Zang, V. de Nora, J.A. Sekhar- Production Warrendale: TMS, 1994. – 153 p.
17. Li Q. Adhesion between Ramming Pastes and Cathode Blocks in Aluminium Electrolysis Cells / Q. Li, Y. Liu, J. Yang // Light Metals. – 2004. – P. 327- 332.
18. Ban Y. Assessment of the impact of the titanium coating associated colloidal alumina to improve the behavior of carbon cathode baths Era-Hall / Y. Ban, Z. Shi, Z. Wang, H. Kan, S. Yang, X. CaO, Z. Qiu // Light Metals. – 2007. – P. 1051-1056.
19. Ren B. A method for production titanium diboride powder wettable cathode material for aluminium electrolysis - / B. Ren [et al.] // Light Metals. – 2007. – P. 1047 - 1052.

**ПРОИЗВОДСТВО ОБОЖЖЕННЫХ АНОДОВ ДЛЯ АЛЮМИНИЕВЫХ
ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ: ДОМИНИРУЮЩИЕ ТЕНДЕНЦИИ,
ТЕХНОЛОГИЯ, КАЧЕСТВО**

Лысенко О.Е.¹, Галевский Г.В.², Руднева В.В.², Галевский С.Г.³, Комрони М.⁴

¹*АО «АрселорМиттал Темиртау»,*

г. Темиртау, Республика Казахстан, lysenko.o.e@mail.ru

²*Сибирский государственный индустриальный университет,*

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

³*Санкт-Петербургский горный университет,*

г. Санкт-Петербург, Россия, sgalevskii@gmail.com

⁴*Министерство промышленности и новых технологий,*

г. Душанбе, Республика Таджикистан, km-0808@mail.ru

Аннотация. Проведен анализ современного состояния мирового и отечественного производства обожженных анодов для алюминиевых электролизеров. Определены доминирующие тенденции, описана базовая технология, и выявлены направления её совершенствования.

Ключевые слова: производство, обожжённые аноды, многокамерная печь, технология, процесс обжига, качество.

**PRODUCTION OF BAKED ANODES FOR ALUMINIUM ELECTROLYTIC CELLS: THE
PREVAILING TRENDS, TECHNOLOGY, QUALITY**

Lysenko O.E.¹, Galevsky G.V.², Rudneva V.V.², Galevskiy S.G.³, Komroni M.⁴

¹*JSC «ArcelorMittal Temirtau»*

Temirtau, Republic of Kazakhstan, lysenko.oe@mail.ru

²*Siberian state industrial university,*

Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru,

³*St. Petersburg Mining University,*

St. Petersburg, Russia, sgalevskii@gmail.com

⁴*Ministry of the industry and new technologies,*

Dushanbe, Republic of Tajikistan, km-0808@mail.ru

Abstract. The analysis of the current state of world and domestic production of the burned anodes for aluminum electrolyzers is carried out. The dominating trends are defined, the basic technology is described, and the directions of its improvement are revealed.

Key words: production, baked anode, a multi-chamber furnace, the technology, the process of roasting.

Введение

Уже длительное время технологическая стратегия ведущих алюминиевых производящих компаний основана на развитии электролизного производства с использованием обожженных анодов. Это обеспечивает разработку и последующую эксплуатацию высокоамперных электролизеров, работающих с высокими технико-экономическими показателями, улучшение санитарно-гигиенических условий труда персонала в корпусах электролиза, в целом повышение экологической безопасности алюминиевых заводов. В настоящее время по этой технологии производится более 80 % выпускаемого в мире первичного алюминия. Реализуемые технологии высокоамперного электролиза на электролизерах с обожженными анодами мощностью 300-500 кА доказали, что возможно дальнейшее повышение эффективности про-

цесса за счет усовершенствования конструкции и прогрессивных технических решений при использовании новых материалов и высококачественного сырья.

Достиженные на передовых алюминиевых предприятиях показатели подтверждают эффективность выбранного направления: выход по току достигает 95 %, расход технологической электроэнергии составляет 12500-13000 кВт·ч/т Al, расход анодов 500-510 кг/т Al, фторида алюминия 15-17 кг/т Al. Применение обожженных анодов значительно снижает выбросы смолистых веществ, в том числе бензапирена, и других вредных компонентов от электролизера. Снижению выбросов вредных веществ на высокоамперных электролизерах способствует возможность применения более герметичных укрытий с высоким КПД, систем автоматизированного питания глиноземом, уменьшающих время работы электролизеров с открытыми укрытиями. Основными отличительными особенностями высокоамперных технологий по сравнению с электролизерами средней мощности являются: использование для питания электролизера через системы АПГ глинозема песочного типа, фторсолей, фторированного глинозема и оборотного криолита; работа в заданном интервале низких концентраций глинозема 2-5% по технологии без анодных эффектов (0,05 шт/сут); низкий уровень металла (18-20 см); высокий уровень электролита (20-22 см); использование в процессе только кислых электролитов с заданным интервалом КО 2,2-2,4; корректировки КО по заданным алгоритмам; возможность работы на плотностях тока, близких к критическим значениям 0,9-0,95 А/см²; большие скорости (до 18-20 см/с) движения расплава в электролизной ванне; новый состав укрывных материалов, обеспечивающий стабилизацию теплового и материального баланса; технология «завод-автомат» с использованием при обслуживании многофункциональных кранов, механизмов и робототехники при постоянном сканирующем мониторинге технологического состояния электролизера; катодное устройство шпангоутного типа с дополнительными ребрами охлаждения с использованием высокографитированных катодных блоков замкового типа и боковой карбидокремниевой футеровки с искусственными профилными настелями.

ОК РУСАЛ в своих среднесрочных и долгосрочных проектах также предусматривает постоянное увеличение объемов производства алюминия с использованием обожженных анодов. По этой технологии полностью работает Саяногорский (530 тыс. т Al / год), Хакасский (300 тыс. т Al / год), частично Красноярский (1024 тыс. т Al / год), Иркутский (415 тыс. т Al / год), Новокузнецкий (213 тыс. т Al / год) алюминиевые заводы. В стадии пуска находятся Богучанский алюминиевый завод (проектная мощность 600 тыс. т Al / год), в стадии строительства – Тайшетский алюминиевый завод (проектная мощность 750 тыс. т Al / год).

Оценка состояния и прогнозы в производстве обожженных анодов

По данным [1], в 2019 г. глобальная емкость мирового алюминиевого рынка может увеличиться до 70 млн. т при ожидаемом его дефиците ~ 1,2 млн. т. При сложившихся в 2015-2017 гг. соотношениях в объемах производства первичного и вторичного алюминия это позволяет прогнозировать объем производства первичного алюминия на уровне 43,0 млн. т, а потребность в обожженных анодах - на уровне 19 млн. т. Крупнейшие заводы по производству обожженных анодов с объемом производства более 1 млн. т в год находятся в Китае. Ведущие алюминийпроизводящие компании - RIO TINTO, ALCAN, ALCOA, РУСАЛ, EMAL, ALBA предпринимают серьезные усилия по расширению собственного производства обожженных анодов.

ОК РУСАЛ производят ежегодно на российских заводах 3,5 – 3,7 млн. т первичного алюминия, в том числе с использованием обожженных анодов 1,05 – 1,10 млн. т. С освоением производственных мощностей Богучанского алюминиевого завода эти показатели могут достичь 1,5 млн. т, для чего потребуется порядка 810 тыс. т в год обожженных анодов. Мощности по производству обожженных анодов ОК РУСАЛ на территории России включают действующие анодные производства Саяногорского алюминиевого завода (330 тыс. т в год). Порядка 140 тыс. т в год производят предприятия компании ЭНЕРГОПРОМ [2]. Общий дефицит обожженных анодов составляет порядка 440 тыс. т и покрывается за счет импорта из Китая. В связи с этим проблема импортозамещения является достаточно острой.

Для ее решения компания ОК РУСАЛ реализует следующие проекты по наращиванию объемов производства обожженных анодов:

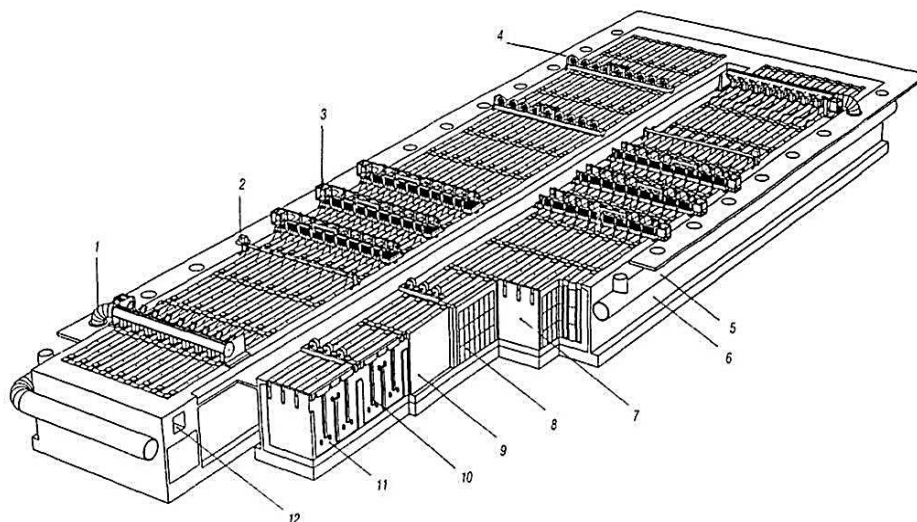
- запуск на рубеже 2018 - 2019 гг. производства обожженных анодов на Волгоградском алюминиевом заводе [3] с объемом выпуска 104 тыс. т в год. Стоимость проекта составляет 8 млрд. руб. при сроке окупаемости 8 лет.

- поэтапное строительство анодного производства Тайшетского алюминиевого завода с объемом выпуска 870 тыс. т в год [4]. В настоящее время реализуется первый этап с объемом выпуска 217,5 тыс. т в год. Ввод в промышленную эксплуатацию производственных мощностей первого этапа планируется в третьем квартале 2019 г.

Многокамерные печи для обжига анодов

Обжиг анодов проводится в многокамерных печах. При этом как в отечественной, так и зарубежной практике используются преимущественно открытые (бессводовые) обжиговые печи, хотя на ряде предприятий можно встретить закрытые (сводовые) печи. Оба типа печей подвергаются непрерывной модернизации. При строительстве каждого нового производства анодов проводится технико-экономическая оценка выбора первого или второго типа печей. Тем не менее последние 20 лет печам открытого типа отдается большее предпочтение. Модель открытой обжиговой печи в трехмерном изображении представлена на рисунке 1.

Основным элементом печи являются обжиговые камеры, непосредственно прилегающие друг к другу через разделительные простенки. Каждая камера состоит из 6-8 кассет, расположенных параллельно вдоль оси печи, и, следовательно, представляет собой блок элементарных ячеек - кассет, полностью идентичных как по размерам, так и по конструкции. Кассета имеет форму прямоугольной коробки, ограниченной с боковых сторон стенками огневыми или греющими простенков, по торцам – стенками межкамерных перегородок, снизу – поверхностью подины.



1 – эксгаустер, 2 – рампа контроля разрежения, 3 – топливный мостик, 4 – воздушный охладитель, 5 – центральный дымовой боров, 6 – бетонный каркас, 7 – разделительный простенок, 8 – аноды, 9 – кассета, 10 – перегородки, 11 – обогревающий простенок, 12 – перекидной канал

Рисунок 1 - Открытая печь для обжига анодов

Кассета является элементарной ячейкой любой печи обжига и служит емкостью для загрузки «зеленых» анодов. Каждая кассета имеет автономную систему обогрева, осуществляемую посредством установки горелок в каждый греющий простенок и автоматически регулируемую по показаниям термомпар. Печь состоит из двух рядов камер, которые расположены параллельно друг другу с разрывом между рядами около 3,5 м. Это пространство используется для размещения автоматизированных транспортных конвейеров для подачи в камеры «зеленых» анодов и отгрузки обожженных анодов. Такое размещение транспортеров облегчает механизацию и обслуживание печи.

Печь размещается в бетонном каркасе (обечайке), представляющем собой прямоугольную форму, механически удерживающую внутреннюю футеровку печи. Каркас может быть установлен на нулевой отметке или слегка заглублен в землю. Полное заглубление печи обжига удорожает строительство, а при капитальном ремонте, планируемом каждые 12 – 15 лет, затрудняет демонтажные и монтажные работы.

Для обогрева печей обжига используют как газообразное, так и жидкое топливо. Подача топлива проводится от центральной магистрали к внутренней сети, размещенной по периметру печи. Топливная линия внутрицеховой сети оснащается индивидуальными патрубками напротив каждой камеры. Патрубки имеют переходные соединительные муфты для подключения к топливной сети передвижной горелочной рампы (или мостика), на которой размещены топливные горелки.

Технология производства обожженных анодов

Практически на всех производствах обожженных анодов реализуется традиционная технологическая схема, представленная на рисунке 2.

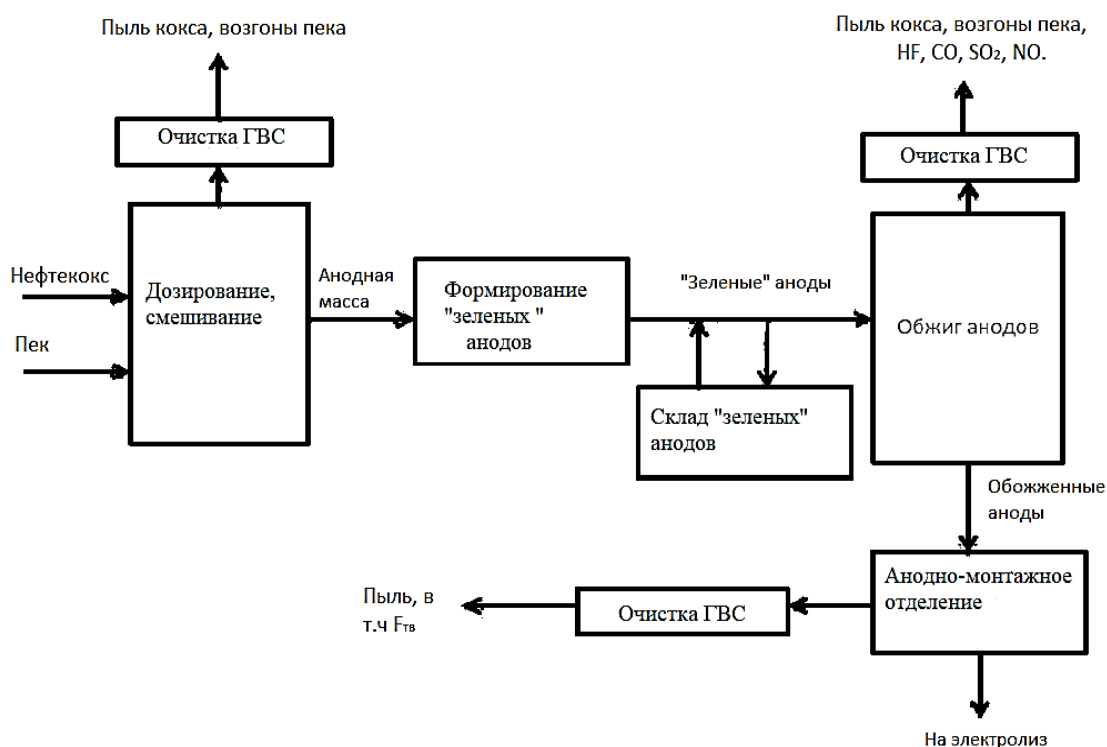


Рисунок 2 - Технологическая схема производства обожженных анодов (ГВС – газоздушные среды)

Процесс производства анодов в части дробления, измельчения и смешивания сырьевых материалов идентичен производству анодной массы, но предполагает использование огарков обожженных анодов (рисунок 3), которые вместе с прокаленным коксом проходят стадии дробления и отсева. Дробление производится до фракций 0 – 12,5 мм, помол 0 – 0,5 мм.

Температура пека в пекоприемнике и пекоплавителе – (180 – 220) °С. При смешении пекококсовой композиции образуется гомогенизированная «зеленая» анодная масса с температурой 220 °С. Затем из анодной массы формируются «зеленые» аноды, которые после охлаждения подаются из смесильно-прессового отделения двумя линиями конвейеров на склад, где складываются кранами-штабелерами в штабеля по 10 анодов в ряду и высотой не более 5 рядов.



Рисунок 3 – Огарок анода алюминиевого электролизера

Со склада "зеленые" аноды подаются на конвейер с толкающей штангой и далее транспортируются в корпуса обжига по подвесному транспортному конвейеру (ПТК) с поддонами. В каждом из корпусов обжига на трассе ПТК имеется участок для снятия анодов с поддонов. Тележка ПТК останавливается на заданном участке, поддон блокируется и анод сдвигается на ролюганг толкателем анодов. Далее аноды передвигаются по роликовому конвейеру, на котором собираются в пакеты по три штуки, и автоматически останавливаются у загружаемой камеры обжига. С помощью универсального крана ЕСЛ специальным захватом с гидроприводом аноды поднимаются и в один прием загружаются в кассету. Крановщик из кабины мостового крана включает подающий конвейер и следующий пакет из 3 анодов подводится к камере. Камера 72 – камерной обжиговой печи вмещает 7 кассет, в каждую из которых в течении 30 минут загружаются 6 пакетов. Перед загрузкой первого пакета на подину засыпается слой пересыпки из прокаленного нефтяного кокса крупностью – 5 + 1 мм. Высота слоя пересыпки составляет в среднем 50 мм и зависит от состояния подины. Слой пересыпки может быть увеличен. После загрузки каждого пакета оператор подсыпает поверх анодов слой пересыпки толщиной 5 – 10 см. После установки последнего ряда свободное пространство между стенками кассеты и «зелеными» блоками засыпается коксовой пересыпкой. Для создания хорошего уплотнения против подсосов воздуха и тепловой изоляции верх кассет заполняется слоем пересыпки по верхнему ряду блоков толщиной 500-700 мм. Пересыпка выполняет функции защиты обжигаемых изделий от окисления, создавая внутри кассет восстановительную атмосферу.

Процесс обжига «зеленых» анодных блоков условно можно разделить на следующие стадии:

1-я – до 120°C – предварительный нагрев «зеленых» блоков, который сопровождается релаксацией имеющихся механических напряжений в структуре, размягчением пека и дистиляцией влаги.

2-я – 120-350°C – термические преобразования в пеке и пекококсовой смеси, связанные с реакциями деструктивного разложения органических соединений.

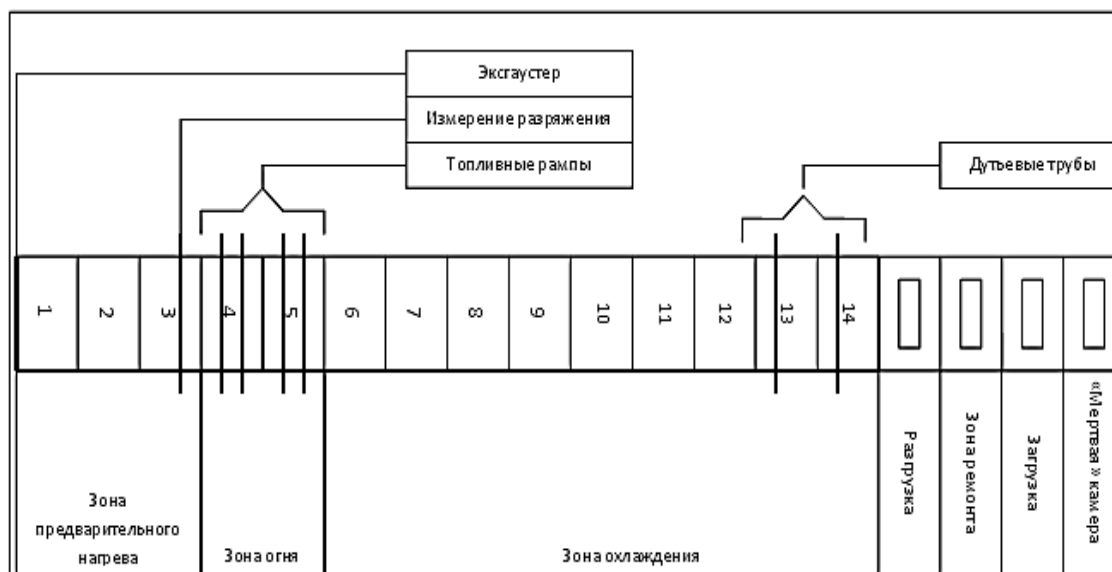
3-я – 350-600°C – коксование связующего и начало спекания пекококсовой композиции.

4-я – 600-1200 °C – физико-химические преобразования, направленные на упорядочение структуры обожженного анода, придания ему высокой механической прочности, электропроводности и химической стойкости.

Реализация рационального температурного графика обжига, т.е. оптимального темпа подъема температуры на каждой из четырех стадий обжига является важным условием получения высокого качества обожженных анодов при минимальных энергетических затратах.

В многокамерных печах обжигаемые аноды находятся в состоянии покоя, т.е. неподвижны, а зоны предварительного нагрева, обжига и охлаждения периодически перемещаются от камеры к камере печи. Благодаря этому аноды каждой камеры в пределах одного цикла проходят все стадии обжига и охлаждения в соответствии с технически обоснованным графиком. Весь теплотехнологический цикл, включая зоны предварительного нагрева, форсированного нагрева и охлаждения, а также камеры подготовительного цикла (загрузка, раз-

грузка) носит название «огня». При 72-х камерах печь работает на 4-х «огнях». «Огонь» перемещается по печи «со скоростью» 24-28 часов на камеру. Распределение камер в пределах одного цикла обжига представлено на рисунке 4.



№ 1-3 - камеры предварительного нагрева; № 4 - камера форсированного нагрева;
 № 5 - камера полного огня и завершения обжига; № 6-14 - камеры охлаждения;
 № 15 – разгрузка

Рисунок 4 - Распределение камер в пределах одного цикла обжига

Первая обогреваемая камера (№ 4) на ходу огня составляет зону форсированного нагрева. Температура в ней поднимается с 800 до 1225 °С. Камеру № 5 принято называть зона «полного огня», температура газа в огневых каналах этих камер составляет 1200-1250 °С и поддерживается постоянной. Принято говорить, что отапливаемые камеры (№ 4,5) находятся «на огне».

Продукты сгорания топлива под воздействием разрежения, создаваемого экстаустером, проходят через простенки камер № 1, 2, 3 и передают большую часть аккумулированного ими тепла загруженным там «зеленым» анодам. В экстаустер попадает газ, уже охлажденный до 160-200 °С. Таким образом, камеры № 1-3 выполняют роль рекуператоров, а зона этих камер носит название зоны предварительного нагрева.

После завершения обжига в камере № 5 горелочный мостик с этой камеры перемещается на 2 камеры вперед, т. е. на камеру № 3. Экстаустер также передвигается вперед и переставляется с межкамерного простенка № 1 в простенок за «мертвой» камерой. В то же время камера № 5 поступает на охлаждение. Охлаждение обожженных анодов проводится путем продувки холодным воздухом. С этой целью в межкамерные простенки за камерами № 13 и 14 устанавливаются дутьевые трубы (манифольды). Последние оснащены вентилятором, который нагнетает воздух в огневые простенки камер. Проходя простенки камер с № 14 по № 5, воздух охлаждает футеровку простенков и обожженные аноды [5].

Часть горячего воздуха выбрасывается через открытые лючки простенков, которые остаются открытыми после перестановки горелочных рампы, в атмосферу цеха. Другая часть горячего воздуха проходит в топливные каналы простенков зоны «огня» и используется для сжигания горючего. Поэтому зона охлаждения частично выполняет функции подогревателя воздуха. Подача горячего воздуха в зону огня весьма благоприятно действует на эффективность горения топлива и повышает тепловой КПД печи.

Температурный режим обжига анодов определяется его графиком (рисунок 5) и величиной разрежения в камерах системы огня. На камерах естественного нагрева значение температур отходящих газов в простенках печи не регламентируются, но к моменту подключения камеры на форсированный нагрев температура в простенках должна быть не менее 800 °С.

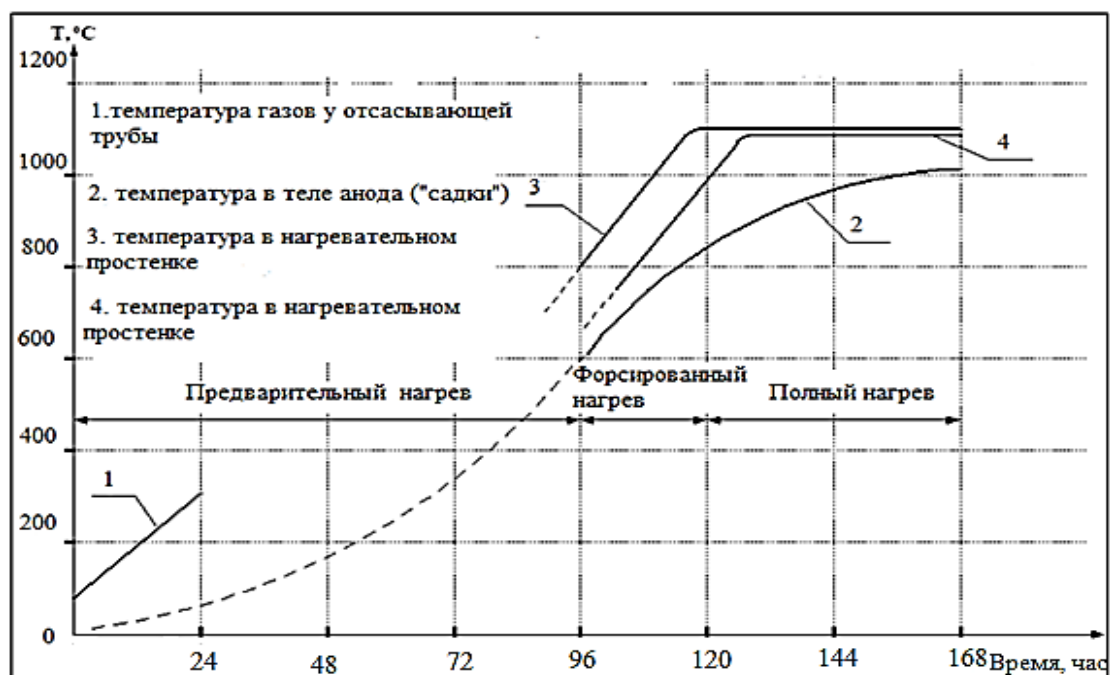


Рисунок 5 - График обжига анодов

Удаление отходящих газов производится через обводной газоход, расположенный вокруг печи и являющийся общим для всех камер. С помощью дымососов отходящие газы направляются в отделение газоочистки для их нейтрализации с последующим выбросом очищенных газов в атмосферу через трубу.

После обжига и охлаждения аноды выгружают из камеры с помощью универсального мостового крана на конвейер с толкающей штангой. Выгрузка одной кассеты продолжается в среднем 60 минут. После выгрузки аноды транспортируются к станции очистки, где отчищаются от прикоксовавшейся присыпки скребковыми ножами и обдуваются воздухом.

После станции очистки аноды подаются к передаточному устройству, которое опускает аноды с площадки печи на роликовый конвейер, разделенный на три участка. Средний участок роликового конвейера служит для остановки анодов с целью их визуального осмотра и проведения, в случае необходимости, доочистки вручную. Бракованные обожженные аноды через поворотный стол направляются на конвейер, откуда на участок дробления. Годные обожженные аноды транспортируются конвейерами с толкающей штангой к участку их загрузки на подвесной конвейер с поддонами – система ПТК (подвесных транспортных конвейеров) и транспортируются на склад. Обожженные аноды приведены на рисунке 6.



Рисунок 6 – Обожженные аноды в составе анодного устройства алюминиевого электролизера

Предприятия ОК РУСАЛ производят анодные блоки разных типоразмеров и назначения. Для электролизеров малой мощности производятся блоки типа А размером 550х400, высотой 510 мм. На современных электролизерах широко применяются анодные блоки типов Б и В (рисунок 7). Технические требования, предъявляемые к обожженным анодным блокам, разработаны швейцарской фирмой R&D Carbon Ltd. Наиболее значимые из них приведены в таблице [8].

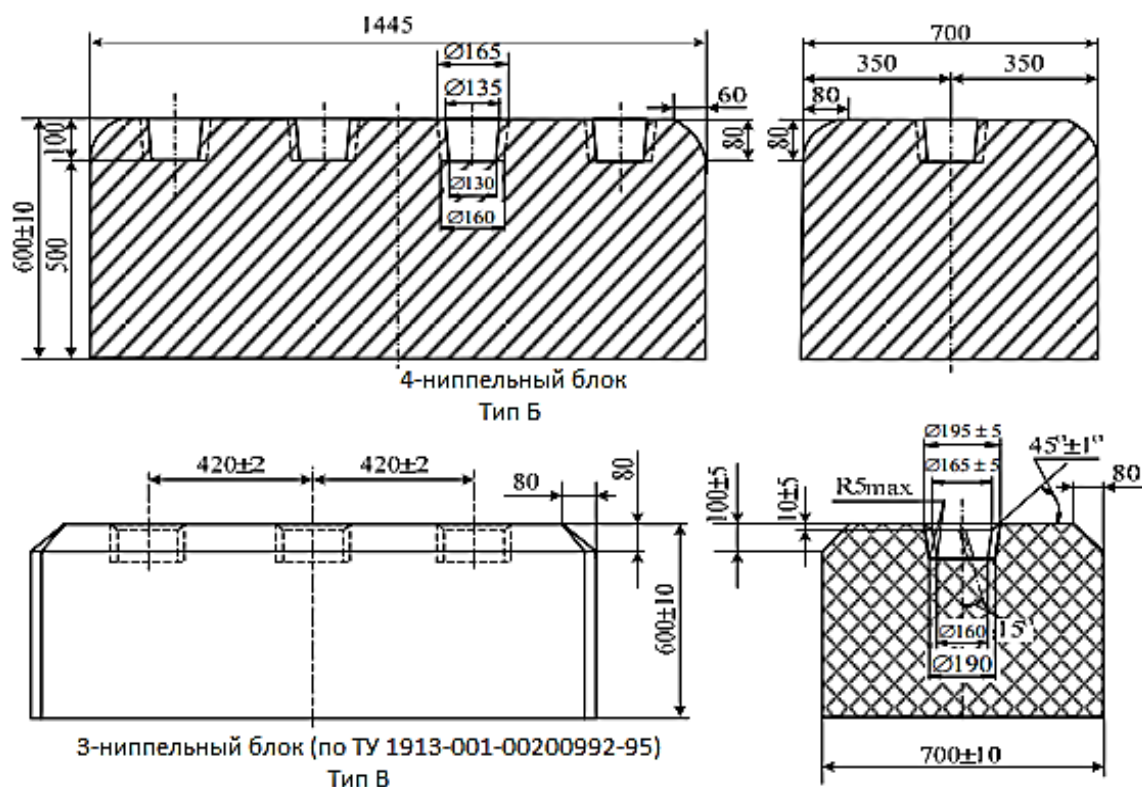


Рисунок 7 – Анодные блоки типа Б и В

Таблица – Показатели качества анодных блоков

Показатели качества	Типичное значение
Плотность: - объемная, кг/дм ³ , - истинная, кг/дм ³ , УЭС, мкОм·м.	1,53-1,58 2,05-2,08 52-60
Прочность: - на изгиб, МПа, - на сжатие, МПа.	8,0-12,0 32,0-48,0
Теплопроводность, Вт/м·К.	3,0-4,5
Реакционная способность в токе СО ₂ : - осыпание, %, - окисление, %. Зольность, %.	4,0-8,0 10,0-20,0 0,2-0,5
Содержание примесей, ppm: - S - Si - Fe - V - Na	1,2-2,4 100-300 100-500 80-260 200-600

Заключение

Проведена оценка состояния мирового и отечественного производства обожженных анодов для алюминиевых электролизеров. На основе анализа научно – технической литературы подтверждена основная тенденция современного электролизного производства - разработка и эксплуатация высокоамперных электролизеров с обожженными анодами, обладающих повышенной экологической безопасностью. Мировая потребность в обожженных анодах оценивается на уровне 19 млн. т, ОК РУСАЛ – 0,8 млн. т. При этом общий дефицит обожженных анодов в ОК РУСАЛ составляет 0,44 млн. т и покрывается за счет импорта из Китая. В 2019 г. ОК РУСАЛ планирует ввод новых мощностей – 0,1 млн. т на Волгоградском и 0,22 млн. т на Тайшетском алюминиевых заводах. Поэтапное освоение анодного производства в условиях Тайшетского алюминиевого завода обеспечит для ОК РУСАЛ выпуск 1,3 млн. т. обожженных анодов.

Подтверждено, что ведущие алюминийпроизводящие компании - RIO TINTO, ALCAN, ALCOA, РУСАЛ, EMAL, ALBA предпринимают серьезные усилия по расширению собственного производства обожженных анодов с использованием в основном многокамерных печей открытого типа, обеспечивающих 4-х стадийный обжиг с получением высококачественных анодов при минимальных энергетических затратах. Расширение объемов производства обожженных анодов сопровождается совершенствованием конструкций печей, технологии обжига, заменой топлива (мазута на природный газ), с формированием защитных покрытий на анодах, изменением их геометрии (наличие газоотводных каналов) и др. Применение новых технологических схем обезвреживания отходящих газов значительно повышает экологическую безопасность анодных производств.

Библиографический список

1. Чернавина Д. А., Чернавин Е. А., Фаллер А. В., Зданович М. Ю. Мировой рынок алюминия: тенденции развития, перспективы и ключевые проблемы // Молодой ученый. - 2018. - №17. - С. 206-210.- URL <https://moluch.ru/archive/203/49838/> (дата обращения: 23.12.2018).
2. Обожженные аноды ЭНЕРГОПРОМ [Электронный ресурс]. - http://epmhosting.nichost.ru/ru/our_business/products/prebaked_anodes (дата обращения: 18.12.2018).
3. Плешаков В. Алюминиевый завод Волгограда готов запускать производство анодов [Электронный ресурс]. - <https://vpravda.ru/ekonomika/alyuminievyy-zavod-volgograda-gotov-zapuskat-proizvodstvo-anodov-58439/>. (дата обращения: 14.12.2018).
4. Тайшетский алюминиевый завод. Строительство [Электронный ресурс]. <http://visinform.ru/?action=view&id=4345&module=articles&rubric=20> (дата обращения: 23.12.2018).
5. В.П. Никифоров, А.И. Пальчиков, Ю.А. Матвеев. Саянский алюминиевый завод. Корректировка проекта. Том III, книга 3, Производство обожженных анодов, Ленинград, 1982. – 782 с.
6. Янко, Э.А. Аноды алюминиевых электролизеров / Э.А. Янко. – М.: Руды и металлы, 2001. – 672 с.
7. Обзор рынка алюминия. Алюминиевая ассоциация [Электронный ресурс]. – <http://www.aluminas.ru/upload/iblock/4ab/2016-aluminium-market-review.pdf-2016/> (дата обращения: 23.12.2018).
8. Г.В. Галевский, М.Я. Минцис, Г.А. Сиразутдинов. Металлургия алюминия. Справочник по технологии и оборудованию, Новокузнецк, 2009. – 251с.

СВОЙСТВА И ПРИМЕНЕНИЕ ПРИРОДНЫХ ТВЕРДЫХ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ В МЕТАЛЛУРГИИ

Аникин А.Е.¹, Галевский Г.В.², Руднева В.В.², Галевский С.Г.³,
Комрони М.⁴, Макарычева Е.Г.⁵, Смит С.В.⁶

¹ООО «СМЦ-Огнеупоры»,

г. Новокузнецк, Россия, anikin1985@rambler.ru

²Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

³Санкт-Петербургский горный университет,

г. Санкт-Петербург, Россия, sgalevskii@gmail.com,

⁴Министерство промышленности и новых технологий,

г. Душанбе, Республика Таджикистан, km-0808@mail.ru

⁵г. Инсбрук, Австрия, lampada444@hotmail.com,

⁶г. Лестер, Англия, veta2312@yahoo.com

Аннотация. Приведена классификация твердых природных и искусственных углеродистых материалов. Рассмотрены виды, свойства и применение в современной металлургии природных твердых углеродистых материалов: бурых и каменных углей, антрацитов, шунгитовых пород. Обобщен опыт применения твердых природных углеродистых материалов в металлургии и электротермии неорганических веществ. Отмечается возможность применения каменных углей в качестве восстановителя в композиции с другими углеродистыми материалами.

Ключевые слова: природные твердые углеродистые материалы, бурые и каменные угли, антрациты, шунгиты, металлургия, электротермия неорганических материалов.

PROPERTIES AND APPLICATION OF NATURAL FIRM CARBONACEOUS MATERIALS IN METALLURGY

Anikin A.E.¹, Galevskiy G.V.², Rudneva V.V.², Galevskiy S.G.³,
Komroni M.⁴, Makarycheva E.G.⁵, Smith S.V.⁶

¹ LLC «SMTS-Ogneupory»,

Novokuznetsk, Russia, anikin1985@rambler.ru

²Siberian state industrial university,

Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru

³St. Petersburg Mining University,

St. Petersburg, Russia, sgalevskii@gmail.com

⁴Ministry of the industry and new technologies,
Dushanbe, Republic of Tajikistan, km-0808@mail.ru,

⁵Innsbruck, Austria, lampada444@hotmail.com,

⁶Leicester, England, veta2312@yahoo.com

Abstract. Classification of solid natural and artificial carbonaceous materials is given. Types, properties and application in modern metallurgy of natural solid carbonaceous materials are considered: brown and stone coals, anthracites, shungit breeds. Experience of use of solid natural carbonaceous materials in metallurgy and electrothermal technology of inorganic substances is generalized. The possibility of use of coals as reducer in composition with other carbonaceous materials is noted.

Keywords: natural solid carbonaceous materials, brown and coals, anthracites, shungita,

В современной металлургии твердые углеродистые материалы применяются, главным образом, в качестве компонентов технологических шихт различного назначения (восстановители, топливо), электродов, футеровок, защитных покрытий. Классификация твердых природных и искусственных углеродистых материалов, применяемых или опробованных в составах технологических шихт в металлургии и электротермии неорганических веществ, представлена в виде схемы на рисунке 1.

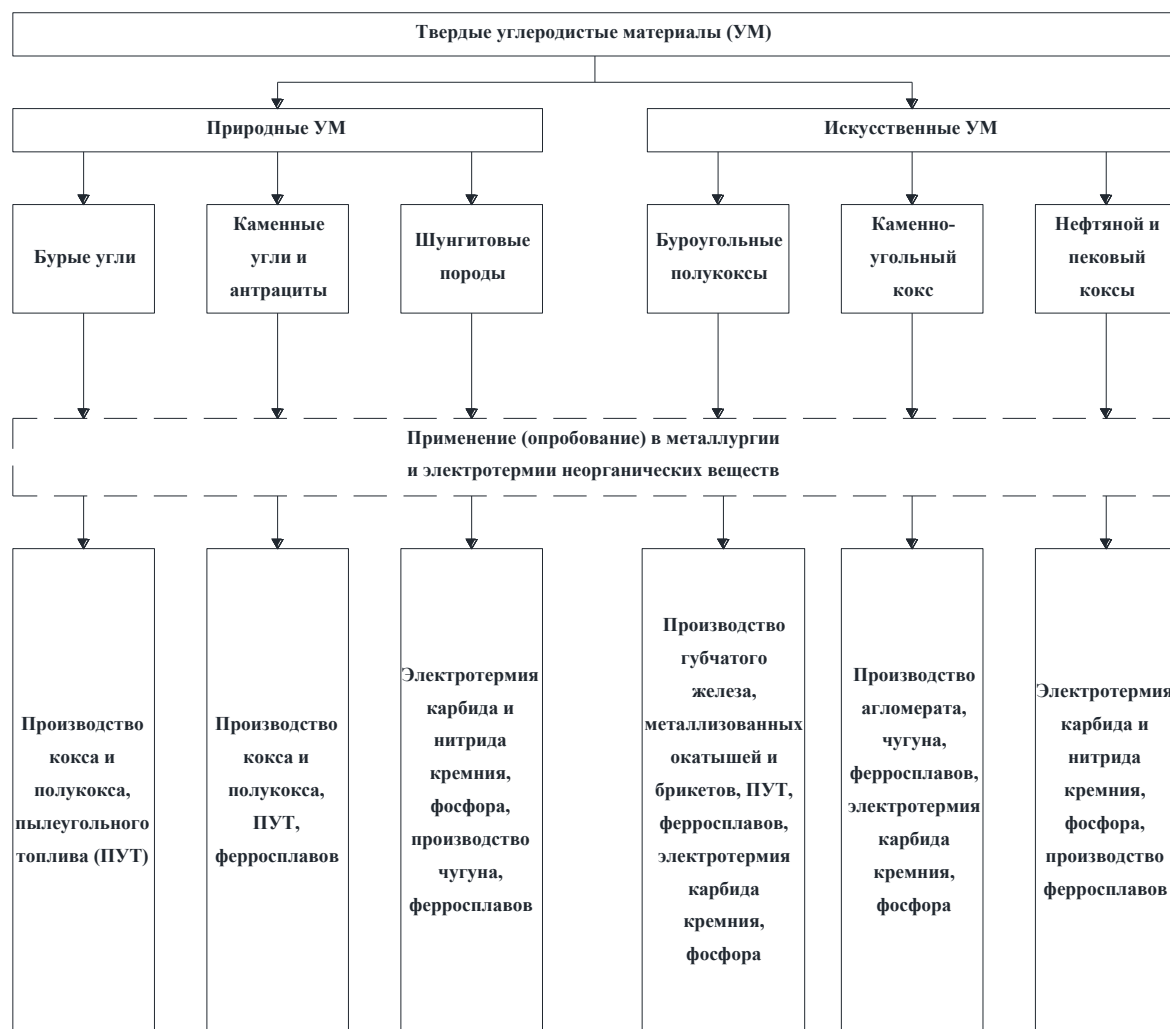


Рисунок 1 – Классификация и применение в металлургии и электротермии неорганических веществ твердых природных и искусственных углеродистых материалов

Целью настоящей работы является рассмотрение видов, свойств и анализ применения в современной металлургии природных твердых углеродистых материалов (бурых и каменных углей, антрацитов, шунгитовых пород) и выявление доминирующих тенденций, характерных для отечественного и мирового рынков этих материалов.

Бурые угли.

Уголь – это осадочная порода, твердое горючее ископаемое, образующееся в результате разложения в течение длительного времени растительных остатков без доступа кислорода при высоких температуре и давлении. Бурые угли (марка Б) – это весьма разнообразные по составу и свойствам угли, характеризующиеся низким значением величин показателя отражения витринита ($R_o < 0,6 \%$) и высшей теплотой сгорания, пересчитанной на влажное беззольное состояние ($Q_s^{af} < 24$ МДж/кг) [1, 2]. Высокая влагоемкость и коллоидная структура бурых углей обуславливает слабую устойчивость их к выветриванию. Это является одним из главных, легко наблюдаемых внешних признаков, отличающих бурые угли от каменных и

антрацитов. Угли мари Б в ГОСТ 25543-88 подразделены на три технологические группы – 1Б, 2Б, 3Б. Угли этих групп весьма существенно различаются по влагоемкости, элементному составу и внешним петрографическим признакам. Выделенные группы приблизительно соответствуют следующим трем типам углефикационного ряда: угли бурые землистые, бурые плотные матовые и бурые плотные блестящие. Органическая часть бурого угля состоит в основном из углерода (62-76 %). Содержание водорода в ней значительно (4,5-7,6 %). Влажность бурых углей очень высокая: 8-75 %. Зольность колеблется от 3 до 45 %.

Прогнозные ресурсы бурых углей в России составляют 1319,8 млрд. т (29,7 % от ресурсов углей всех видов), разведанные запасы по категориям А + В + С₁ – 103,11 млрд. т (51,4 % от запасов углей всех видов) [1].

Имеется технологический опыт по использованию бурых углей в металлургии и электротермии неорганических материалов, описанный в работах [3-16].

При производстве 45 %-ного ферросилиция применяли челябинский бурый уголь в соотношении с коксом 3:4 [3, 4]. При этом удельный расход электроэнергии возрос на 3 %. Исследования, проведенные ОАО «Кузнецкий центр ВУХИН» (КЦ ВУХИН), показали, что добавка бурого угля Канско-Ачинского бассейна (КАБ) к коксовому орешку для выплавки ферросилиция может составлять не более 15-20 %. При этом реакционная способность и удельное электросопротивление смеси будут значительно повышенными, а выход летучих веществ не превысит 5-8 % с минимальным выходом смолистых продуктов при нагревании.

Удовлетворительные результаты использования бурого угля Березовского месторождения КАБ получили на ОАО «РУСАЛ Братск» (БрАЗ) и ОАО «РУСАЛ-ИркаЗ» (ИркаЗ) при выплавке кристаллического кремния [3, 5, 6]. На БрАЗе бурый уголь был заменен древесный уголь в восстановительной смеси в сочетании с ленинск-кузнецким полукоксом или углем марки Д. Промышленными испытаниями установлена эффективность его использования при снижении расхода древесного угля до 180-200 кг/т кремния (или без него) и увеличении доли нефтяного кокса (до 600 кг/т). В целом, технологические показатели выплавки кремния не ухудшаются. На ИркаЗе при работе на шихте с использованием бурого угля в количестве 356 кг/т сплава расход древесного угля уменьшился на 5 %, каменного угля на 34 %, древесной щепы на 5,7 % и технологической энергии на 4,5 %; увеличился расход нефтяного кокса на 28,2 %. Как отрицательный фактор отмечено ухудшение качества выплавляемого кремния за счет увеличения в нем кальция в 1,6-2 раза (до 0,6 %). Это связано с составом золы березовского угля, содержащего до 40-50 % СаО. На содержание других примесей в кремнии замена каменного угля бурый влияния не оказала. В работе [7] также предложено использовать в качестве углеродистого восстановителя для выплавки кремния бурые угли КАБ.

В КЦ ВУХИН проведены исследования по использованию бурого угля Майкюбенского бассейна (Казахстан) при выплавке ферросилиция марок ФС45, ФС65 и ФС75 на АО «Аксуский завод ферросплавов» (АЗФ) [3, 4, 6]. Исследования показали невозможность самостоятельного использования бурого угля в технологии ферросплавного производства. Была определена его оптимальная добавка к применяемому коксу. При выплавке ФС75 в открытой печи мощностью 16,5 МВ·А с использованием до 37 % бурого угля взамен кокса производительность печи возросла на 3,4 %, удельный расход электроэнергии сократился на 1,6 %, состав шлака не изменился. Вместе с тем, содержание алюминия в сплаве увеличилось с 1,85 до 2,22 %. Повышенный выход летучих веществ угля не повлиял на газовый режим работы печи. Наблюдался равномерный выход летучих веществ, отсутствие свищей и спекшихся участков на колошнике. При выплавке ферросилиция марок ФС45 и ФС65 в печах закрытого типа РКЗ-63И1 частично заменяли кокс бурый уголь (в среднем 30 % от навески по углероду). Стабильная работа печей наблюдалась только при содержании угля в шихте не более 50 кг. Отмечено снижение расхода кокса на 15-29 % и увеличение содержания алюминия в сплаве на 0,4-0,5 %.

Известен положительный опыт применения брикетов из бурого угля (зольность на сухую массу А^d 10,9 %, выход летучих веществ на сухую беззольную массу V^{daf} 50,5 %, содержание твердого углерода С_{fix} 25,7 %) при выплавке 50 %-ного силикохрома на печи мощ-

ностью 16,5 МВ·А [3, 4].

Таким образом, промышленный опыт производства ферросплавов показал реальную возможность использования бурого угля в качестве углеродистого восстановителя. Вместе с тем, при выборе бурого угля следует учитывать его специфические свойства в части минерального состава, склонности к окислению, пониженной механической и термической прочности. Во всех случаях необходимо детальное изучение его физико-химических свойств [3, 6, 8].

Бурый уголь также опробован в ряде процессов черной металлургии [9-16]. Так, известно использование бурого угля в качестве пылеугольного топлива (ПУТ) для вдувания в горн доменной печи в составе смеси, состоящей из 20 % бурого угля и 80 % антрацита [9]. Был достигнут расход ПУТ до 212 кг/т чугуна.

Бурый уголь может использоваться в качестве восстановителя в процессах металлизации железорудного концентрата и оксиджелезосодержащих отходов [10-16]. В работе [10] приведены результаты опытов применения бурого угля при металлизации магнетитового железорудного концентрата Тамиринского месторождения (Монголия) с содержанием железа общего ($Fe_{\text{общ.}}$) 63,4 %, серы (S) 0,006 %, полученного методом мокрой магнитной сепарации. В качестве восстановителя использовался бурый уголь Шарынгольского месторождения (Монголия). В работе [11] приведены результаты исследования возможности применения бурых углей Казахстана для металлизации железорудного сырья (ЖРС) и железосодержащих отходов (ЖСО). Наибольший практический интерес представляют бурые угли Майкюбенского бассейна, а также угли Приозерного месторождения. В работах [12-16] приведены результаты расчетов и исследований металлизации железорудных материалов в трубчатой вращающейся печи и конвейерной печи бурыми углями различных месторождений.

Несмотря на некоторый положительный опыт, бурые угли в исходном состоянии редко применяются в металлургии и электротермии неорганических веществ по целому ряду причин. Во-первых, зачастую металлургические предприятия располагаются на значительном удалении от буроугольных месторождений, а транспортировка бурого угля на расстояние свыше 300 км экономически и технологически нецелесообразна (высокая влажность, пыление, опасность самовозгорания и т.д.) [17]. Во-вторых, исходный бурый уголь имеет высокие влажность (27-38 %) и выход летучих веществ (45-48 %) [18]. Такие показатели влажности и выхода летучих веществ зачастую не соответствуют требованиям, предъявляемым к углеродистым восстановителям для металлургических процессов. В частности, при нагреве из исходного бурого угля начинают выделяться летучие вещества, содержащие большое количество смолистых веществ, которые затрудняют ход процесса и могут привести к выходу из строя газоочистки. В-третьих, бурый уголь имеет пониженную механическую и термическую прочность, что может привести к увеличению выхода мелких классов и соответственно – ухудшению газопроницаемости шихты при использовании в печах шахтного типа [3].

Каменные угли и антрациты.

К каменным относятся угли со средним показателем отражения витринита ($R_o = 0,4-2,59$ %) и высшей теплотой сгорания, пересчитанной на влажное беззольное состояние ($Q_s^{af} \geq 24$ МДж/кг) [1, 2]. В России основные угольные бассейны имеют каменноугольный и пермский возраст. Существенно меньшее значение имеют бассейны и месторождения юрского и мелового возраста. В отложениях палеоген-неогенового возраста каменные угли известны только в районах Северо-Востока и о. Сахалин. Одной из наиболее важных технологических характеристик каменных углей является их обогатимость, т.е. возможность получения из них концентратных фракций, лишенных включений сопутствующих углю пород как в свободном состоянии, так и в виде углеродных сростков. Каменный уголь классифицируется на 15 марок: длиннопламенный (Д), длиннопламенный газовый (ДГ), газовый (Г), газовый жирный отощенный (ГЖО), газовый жирный (ГЖ), жирный (Ж), коксовый жирный (КЖ), коксовый (К), коксовый отощенный (КО), коксовый слабоспекающийся низкометаморфизованный (КСН), коксовый слабоспекающийся (КС), отощенный спекающийся (ОС), тощий спекающийся (ТС), слабоспекающийся (СС) и тощий (Т). Органическая часть каменного угля состоит в основном из углерода (74-92 %). Содержание водорода в ней довольно значительно (3,2-6,2 %). Влаж-

ность каменных углей 1,0-10,5 %. Зольность колеблется от 2 до 53 %.

К антрацитам (А) относятся угли наиболее высоких стадий метаморфизма, вне зависимости от других характеристик, с показателем отражения витринита $R_o > 2,59$ %. При выходе летучих веществ $V^{daf} < 8$ % к антрацитам относят также угли с показателем отражения витринита от 2,20 до 2,59 % включительно [1]. Типичные антрациты отличаются от каменных углей металлическим блеском, плотным сложением, более низкой частотой эндогенных трещин и высокой прочностью. Органическая часть антрацитов состоит в основном из углерода (93-97 %). Содержание водорода в ней невелико (1,0-2,5 %). Влажность свежедобытых антрацитов не превышает 5-9 %. Зольность колеблется от 4 до 26 %.

Прогнозные ресурсы каменных углей и антрацитов в России составляют 3130,9 млрд. т (70,3 % от ресурсов углей всех видов), разведанные запасы по категориям А + В + С₁ – 97,47 млрд. т (48,6 % от запасов углей всех видов) [1].

Каменные угли и антрациты значительно чаще, чем бурые угли, применяются в металлургии и электротермии неорганических веществ [6, 9, 12-16, 19, 27]. Это обусловлено большим соответствием их свойств требованиям данных производств. Так, имеется опыт использования газовых углей в качестве углеродистого восстановителя для интенсификации процесса дефосфорации флотационного марганцевого концентрата [6]. При обжиге в кольцевой печи карбонатные марганцевые концентраты смешивали со слабоспекающимся газовым углем в соотношении 1:(0,7-1,5). Полученную смесь уплотняли при давлении прессования 650-750 кг/см². Обжиг полученных брикетов вели при 720-940 °С. Отмечалось повышение скорости удаления фосфора в этих условиях.

Восстановительную смесь для выплавки ферросплавов углетермическим восстановлением получали из каменного угля марки Т Краснобродского разреза Кузбасса и металлургического коксика [6]. Угль класса 42-60 мм добавляли с целью уменьшения реакционной способности смеси, а также содержания серы в сплаве. Соотношение компонентов в восстановительной смеси было следующим, %: уголь марки Т 46-75, коксовый орешек 25-54. Восстановительную смесь опробовали при выплавке углеродистого феррохрома в промышленной печи мощностью 14 МВ·А. Применение данной смеси позволило снизить содержание серы в металле на 5,4-23,2 %, увеличить производительность электропечи, снизить удельные расходы электроэнергии и хромовой руды.

В работе [6] описан опыт использования карбовосстановителя, составленного из углей марки Т Краснобродского разреза Кузбасса (марка ТСШ), рядовых углей Листвянского разреза Кузбасса (марка ТР) и отсеков антрацита Горловского бассейна (марка АСШ). К преимуществам карбовосстановителя по сравнению с заменяемым им коксовым орешком относят: повышенную (в 2 раза) реакционную способность; более высокое (на 6 порядков) электросопротивление; меньшее (в 2,5 раза) содержание серы; повышенное содержание в золе оксидов кремния и железа (соответственно в 2,5 и 1,5 раза). Указанные особенности свойств карбовосстановителя и состава его минеральной части обеспечили в промышленных условиях выплавки высокоуглеродистого феррохрома возможность замены им до 20 % коксового орешка. При этом снизилась себестоимость 1 т сплава и содержание в нем серы. Интересен тот факт, что пористость использованного восстановителя была в ~ 2 раза меньше, чем у заменяемого им коксового орешка (соответственно 21,4 и 44,2 %) и чем требуемая норма пористости углеродистых восстановителей (≥ 40 %).

В работе [19] обоснована возможность приготовления смеси из угля марки Т, полукокса и коксового орешка для улучшения качества восстановителя в ферросплавном производстве. Восстановитель смешивают с железной стружкой, кварцитом или, в зависимости от сорта сплава, с хромовой рудой; в карбидном производстве – с известью, а при получении фосфора – с фосфоритом. Также в данной работе сделан вывод о невозможности работы печей на одном тощем угле при получении кремнистых сплавов.

Опыт использования угля марки Д Шубаркольского разреза (Казахстан) при производстве ферросиликохрома (ФСХ) в условиях ОАО «Серовский завод ферросплавов» (СЗФ) приведен в работе [20]. Испытания были проведены на печи с мощностью трансформатора

22 МВ·А. На первом этапе уголь марки Д подавали на печь после дробления его на щековой дробилке в смеси с ленинск-кузнецким полукоксом и коксовым орешком мокрого тушения. При этом образовывалось большое количество мелочи класса ≤ 10 мм (до 25-35 %), что приводило к уменьшению газопроницаемости и спеканию колошника. После подачи угля без дробления работа колошника заметно улучшилась. При этом наблюдалась более высокая посадка электродов; колошник работал по всему периметру ровно, местные перегревы и свищи отсутствовали полностью; улучшились показатели работы печи: производительность увеличилась на 3,4 %, удельный расход кварцита снизился на 5 %, восстановителя (в пересчете на углерод) – на 3,8 %, электроэнергии – на 3 %, возросло извлечение кремния.

Исследования и промышленные испытания, проведенные ОАО «ВУХИН» (ВУХИН) и КЦ ВУХИН совместно с другими специализированными организациями и заводами, показали [20], что наиболее подходящими из тощих углей для использования в качестве углеродистых восстановителей в электротермических производствах являются угли марки Т Краснобродского и Красногорского разрезов Кузбасса. Данные угли были испытаны на четырех заводах: при выплавке ферросилиция марок ФС25, ФС45, ФС75 (ОАО «Кузнецкие ферросплавы» (КЗФ), ОАО «Челябинский электрометаллургический комбинат» (ЧЭМК)), силикомарганца (ЧЭМК), углеродистого феррохрома (СЗФ, АЗФ). В производстве ферросилиция и силикомарганца использование тощего угля в шихте ограничено 15-30% (по углероду) при обязательном участии в шихте активного восстановителя (древесной щепы, полукокса). В шлаковых процессах производства углеродистого феррохрома на открытых печах можно увеличить содержание тощих углей до 50-70 %, а в закрытых печах уменьшить до 30 %. В производстве карбида кальция тощий уголь может быть использован в смеси с коксом до 30-50 %. В производстве фосфора показана возможность использования тощего угля при полной замене им кокса с сохранением технико-экономических показателей (ТЭП).

В цехе кремния БрАЗа используют смесь восстановителей, состоящую из древесного угля, нефтяного кокса, древесной щепы, отходов электродного производства и каменного угля (марок Д или Т) [21].

КЦ ВУХИН и КЗФ предлагают использовать в производстве ферросплавов угли марки СС Кузбасса [21, 22]. Промышленные испытания с использованием данных углей проведены на КЗФ при выплавке ферросилиция марок ФС70Э, ФС70, ФС75 в открытых печах мощностью 20 и 29 МВ·А с заменой до 30-40 % (по углероду) коксового орешка углем. Максимальная производительность, минимальный расход электроэнергии и высокий коэффициент извлечения кремния были достигнуты на вариантах шихтовки «кокс–уголь–щепа». В целом по предприятию при использовании угля марки СС удалось снизить удельный расход электроэнергии на 8 %, производительность печей повысить на 5,5 %, достигнуть замены 30 % (по углероду) коксового орешка углем.

Промышленные плавки кремния с использованием угля марки СС Новосергиевского разреза Кузбасса крупностью 13-25 мм проводили в цехе кремния БрАЗа на печах мощностью 25 МВ·А [21]. Печи работали достаточно стабильно, металл выходил равномерно. Устойчивая работа печей во время опытов способствовала тому, что все печи работали заметно лучше, чем до и после опытов.

В работе [22] указывается возможность использования угля марки Г в технологии электротермического получения силикоалюминия.

В качестве восстановителя при выплавке силикокальция и карбида кремния возможно применение антрацита [23].

Каменные угли и антрациты также широко применяются в различных процессах черной металлургии. Так, известен способ использования каменных углей и антрацитов в качестве ПУТ для вдувания в горн доменной печи. В работе [9] для приготовления ПУТ использовали смесь высоколетучих битуминозных углей с антрацитом, удельный расход ПУТ при этом составил 200 кг/т чугуна. В работе [24] приведен опыт использования антрацита в качестве сырья для изготовления ПУТ.

В процессе агломерации возможна замена коксовой мелочи антрацитовым штыбом

[23, 24]. Антрацит также может использоваться в производстве окатышей [24].

Каменный уголь может применяться в качестве восстановителя в процессах металлизации железорудного сырья и железосодержащих отходов. В работе [11] приведены исследования возможности применения каменных углей марки Д Казахстана для металлизации ЖРС и ЖСО. По результатам исследований наибольший практический интерес представляют уголь марки Д Шубаркольского месторождения. Также не исключается использование углей месторождения Каражыра.

В работе [25] описан опыт применения каменных углей в процессе Redsmelt в качестве восстановителя для получения губчатого железа из ЖРС и ЖСО. Сущность процесса заключается в изготовлении сырых окатышей из ЖРС, ЖСО, каменного угля (или другого восстановителя), связки и воды, и дальнейшем восстановлении окатышей до губчатого железа в печи с вращающимся подом (RHF).

Каменный уголь применяется в процессе жидкофазного восстановления Finex (фирма «POSCO», Южная Корея) [26] в качестве ПУТ, вдуваемого через фурмы в печь в количестве до 250 кг/т чугуна, а также в качестве сырья для генерации восстановительного газа (450-500 кг/т чугуна). Общий расход угля – 700-750 кг/т чугуна.

Каменный некоксуемый уголь применяется в качестве восстановителя для получения губчатого железа из руды во вращающейся печи по технологии FASTMET [27], разработанный фирмами «Kobe Steel Ltd.» (Япония) и «Midrex Technologies Inc» (США). Развитие этой технологии привело к созданию в 1996 г. процесса производства во вращающейся печи передельного чугуна высшего качества из окатышей или брикетов на основе ЖРС и угля (процесс ITmk3).

Фирмой «JFE Steel» (Япония) были проведены исследования процесса Hi-QIP [27]. Отличительной особенностью этого процесса производства высококачественного гранулированного («галечного») железа в печи с вращающимся подом является восстановление смеси ЖРС, угля и флюса на слое угля на поде печи. При нагреве до 1723-1773 К происходит восстановление, плавление с получением отделенных от шлака металлических гранул.

В работах [12-16] приведены результаты расчетов и исследований металлизации железорудных материалов в трубчатой вращающейся печи с помощью каменных углей и антрацитов различных месторождений.

Шунгитовые породы.

Шунгиты – это осадочные образования, имеющие в своем составе шунгитовое вещество – особую разновидность природной смеси аморфного углерода и силикатных материалов – преимущественно кварца, щелочных алюмосиликатов (слюды, серицита) и железистых силикатов (хлорита). Наибольшее распространение имеют минерализованные шунгиты – шунгитовые породы, которые представляют собой природную смесь высокодисперсного кремнезема и углерода. Единственные в мире месторождения шунгитовых пород находятся в Карелии, ресурсы оцениваются в 250 млрд. т [28, 29].

Применение шунгитовых пород возможно в следующих металлургических процессах: получение карбида и нитрида кремния; производство литейного чугуна; производство ферросплавов; выплавка кобальта, никеля, фосфора [28, 29].

Так, промышленное использование шунгитов в выплавке литейного чугуна осуществляется на ОАО «Тулачермет», ОАО «Косогорский металлургический завод» (КМЗ) [28]. Установлено, что коэффициент замены кокса шунгитом составляет в среднем 1 т/т. Доля кремния шунгита, переходящего в чугун, составляет 88,5 %.

Наиболее перспективными для вовлечения в производство ферросплавов, прежде всего ферросилиция, являются шунгитовые породы с высококремнистой основой групп IIA и IIIA. Породы с повышенным содержанием глинозема могут быть использованы для производства кремнистых сплавов с алюминием и марганцем. Шунгиты были испытаны при выплавке 45 и 75 %-ного ферросилиция, товарного силикомарганца и ферросиликоалюминия. Расчеты [28] показывают, что при выплавке ферросилиция можно полностью заменять коксик и значительную часть кварцита шунгитом, а при выплавке силикомарганца полностью

заменять кварцит и 50-60 % металлургического коксика.

Имеется большой опыт применения шунгитов в производстве карбида и нитрида кремния [28, 29]. Так, с использованием шунгитов получают нитевидные кристаллы карбида кремния длиной до 1,5 мкм. В токе азота и аммиака при температуре 1000-1500 °С получили нитрид кремния с размером частиц менее 1 мкм. В агрегате типа «вертикальная шахта» получили непрерывным способом металлургический карбид кремния из углеродвысокозольных пород при температурах 1873-2323 К. Из шунгита с содержанием 30 % углерода в результате термообработки при температурах 1600-1800 °С получали до 100 % карбидной фазы. В вакуумной печи при нагреве до 1600-1800 °С со скоростью 200-300 град/ч при давлении 0,25-1,3 кПа и выдержке 1-2 ч получали карбид кремния из шунгитовых пород.

Библиографический список

1. Минерально-сырьевая база угольной промышленности России : в 2 т. Т. 1. Состояние, динамика, развитие / Н. Н. Балмасов [и др.] ; под ред. А. Е. Евтушенко, Ю. Н. Малышева. – М. : Издательство Московского государственного горного университета, 1999. – 648 с.
2. Глущенко, И. М. Теоретические основы технологии горючих ископаемых : учеб. для вузов / И. М. Глущенко. – М. : Металлургия, 1990. – 296 с.
3. Исследование бурого угля Майкюбенского бассейна как углеродистого восстановителя при выплавке ферросплавов / В. М. Страхов [и др.] // Кокс и химия. – 1998. – № 9. – С. 17–21.
4. Мизин В. Г. Углеродистые восстановители для ферросплавов/ В.Г. Мизин, Г. В. Серов. – М. : Металлургия, 1976. – 272 с. : ил.
5. Буроугольный полукокс. Возможности его использования как топлива в агломерации железных руд / В. М. Страхов [и др.] // Кокс и химия. – 2007. – № 8. – С. 20–26.
6. Формирование заданных свойств углеродистого восстановителя для электротермических процессов (Обзор) / М.Л. Улановский [и др.] // Кокс и химия. – 2000. – № 4. – С. 14–20.
7. Зельберг, Б. И. Шихта для электротермического производства кремния / Б. И. Зельберг, А. Е. Черных, К. С. Елкин. – Челябинск : Металл, 1994. – 320 с.
8. Анализ качества и перспективы использования малозольных углеродистых восстановителей для электротермического производства технического кремния / В. М. Страхов [и др.] // Кокс и химия. – 2012. – № 5. – С. 18–21.
9. Дроздник, И. Д. Использование пылеугольного топлива при выплавке чугуна и стали в доменном и недоменных процессах (Обзор) / И. Д. Дроздник, Ю. С. Кафтан, Ю. Б. Должанская // Кокс и химия. – 2002. – № 2. – С. 32–39.
10. Десульфурация при восстановлении железорудных концентратов углем / А. М. Амдур // Кокс и химия. – 2013. – № 3. – С. 2–6.
11. Комплексное исследование углей Казахстана как углеродистого сырья для прямого восстановления железа / А. И. Едильбаев // Кокс и химия. – 2013. – № 9. – С. 20–27.
12. Кудрявцев, В. С. Использование некоксующихся углей в черной металлургии / В. С. Кудрявцев, С.А. Пчелкин. – М. : Металлургия, 1981. – 168 с.
13. Юсфин Ю.С. Новые процессы получения металла (металлургия железа): учеб. для вузов / Ю.С. Юсфин, А. А. Гиммельфарб, Н.Ф. Пашков. – М.: Металлургия, 1994. – 320 с.
14. Кудрявцев, В. С. Металлизированные окатыши / В. С. Кудрявцев, С. А. Пчелкин. – М. : Металлургия, 1974. – 136 с.
15. Юсфин, Ю. С. Обжиг железорудных окатышей / Ю. С. Юсфин, Т. Н. Базилевич. – М. : Металлургия, 1973. – 272 с.
16. Теория металлизации железорудного сырья / Ю. С. Юсфин [и др.]. – М. : Металлургия, 1982. – 256 с.
17. Исламов, С. Р. Переработка низкосортных углей в высококалорийное топливо / С. Р. Исламов // Уголь. – 2012. – № 3. – С. 64–66.
18. Угли СССР : справочник / И. А. Ульянов [и др.]. – 2-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1975. – 308 с.

19. Нефедов, П. Я. О требованиях к качеству углеродистых восстановителей для процессов рудной электротермии / П. Я. Нефедов // Кокс и химия. – 2000. – № 8. – С. 24–32.
20. Страхов, В. М. Альтернативные углеродистые восстановители для ферросплавных производств / В. М. Страхов // Кокс и химия. – 2009. – № 1. – С. 20–25.
21. Использование углей марки СС в производстве технического кремния / В.М.Страхов [и др.] // Кокс и химия. – 2012. – № 2. – С. 11–14.
22. Страхов, В. М. Проблемы с углеродистыми материалами для рудной и химической электротермии и пути их решения / В. М. Страхов // Кокс и химия. – 2010. – № 8. – С.29–33.
23. Кураков Ю. И. Производство специальных продуктов из антрацита (Обзор) / Ю. И. Кураков // Кокс и химия. – 2005. – № 9. – С. 7–18.
24. Рудыка, В. И. Сталь, уголь, кокс – 2014 и перспектива (Аналитический обзор материалов саммита «Европейский кокс 2014») / В. И. Рудыка, В. П. Малина // Кокс и химия. – 2014. – № 7. – С. 15–25.
25. Новое поколение печей с вращающимся подом для производства губчатого железа на основе угля / Р. Дегель [и др.] // Черные металлы. – 2000. – № 7. – С. 31–39.
26. Люнген, Х. Б. Производство чугуна / Х. Б. Люнген, М. Петерс, П. Шмеле // Черные металлы. – 2010. – № 9. – С. 52–66.
27. Близнюков А. С. Прямое восстановление железной руды углем / А. С. Близнюков // Новости черной металлургии за рубежом. – 2010. – № 6. – С. 20–25.
28. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния : монография : в 3 т. Т. 1. Полях О.А. Микрокремнезем в производстве карбида кремния / О. А. Полях, В. В. Руднева ; под ред. Г. В. Галевского. – М. : Флинта : Наука, 2007. – 248 с.
29. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния : монография : в 3 т. Дополнительный том. Руднева В. В. Плазмометаллургическое производство карбида кремния: развитие теории и совершенствование технологии / В. В. Руднева ; под ред. Г. В. Галевского. – М. : Флинта : Наука, 2008. – 387 с.

УДК 66.094.2

СВОЙСТВА И ПРИМЕНЕНИЕ ИСКУССТВЕННЫХ ТВЕРДЫХ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ В МЕТАЛЛУРГИИ

Аникин А.Е.¹, Галевский Г.В.², Руднева В.В.², Галевский С.Г.³,
Комрони М.⁴, Макарычева Е.Г.⁵, Смит С.В.⁶

¹ООО «СМЦ-Огнеупоры»,

г. Новокузнецк, Россия, anikin1985@rambler.ru

²Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

³Санкт-Петербургский горный университет,

г. Санкт-Петербург, Россия, sgalevskii@gmail.com,

⁴Министерство промышленности и новых технологий,

г. Душанбе, Республика Таджикистан, km-0808@mail.ru

⁵г. Инсбрук, Австрия, lampada444@hotmail.com,

⁶г. Лестер, Англия, veta2312@yahoo.com

Аннотация. Рассмотрены виды, свойства и применение в современной металлургии искусственных твердых углеродистых материалов : буроугольных и каменноугольных полукоксов, каменноугольного, нефтяного и пекового коксов. Выявлены доминирующие тенденции, характерные для отечественного и мирового рынков этих материалов. Рассмотрена технология производства буроугольных полукоксов. Обобщен опыт их применения в качестве топлива и восстановителей в металлургии и электротермии неорганических материалов. Рассмотрены свойства и применение каменноугольного, нефтяного и пекового коксов.

Ключевые слова: искусственные твердые углеродистые материалы, буроугольный и каменноугольный полукоксы, каменноугольный, нефтяной, пековый коксы, металлургия.

PROPERTIES AND APPLICATION OF ARTIFICIAL FIRM CARBONACEOUS MATERIALS IN METALLURGY

Anikin A.E.¹, Galevskiy G.V.², Rudneva V.V.², Galevskiy S.G.³,
Komroni M.⁴, Makarycheva E.G.⁵, Smith S.V.⁶

¹ LLC «SMTS-Ogneupory»,
Novokuznetsk, Russia, anikin1985@rambler.ru

²Siberian state industrial university,
Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru

³St. Petersburg Mining University,
St. Petersburg, Russia, sgalevskii@gmail.com

⁴Ministry of the industry and new technologies,
Dushanbe, Republic of Tajikistan, km-0808@mail.ru,
⁵Innsbruck, Austria, e-mail: lampada444@hotmail.com,

⁶Leicester, England, veta2312@yahoo.com

Abstract. Types, properties and application in modern metallurgy of artificial solid carbonaceous materials are considered: brown-coal and coal semi-coke, coal, oil and peak coke. The dominating trends characteristic of the domestic and world markets of these materials are revealed. The production technology of brown-coal semi-coke is considered. Experience of their application as fuel and reducers in metallurgy and an electrothermal technology of inorganic materials is generalized. Properties and use of coal, oil and peak coke are considered.

Keywords: artificial solid carbonaceous materials, brown-coal and coal semi-coke, coal, oil, peak coke, metallurgy.

Целью настоящей работы является рассмотрение видов, свойств и анализ применения в современной металлургии искусственных твердых углеродистых материалов (буроугольных и каменноугольных полукоксов, каменноугольного, нефтяного и пекового коксов) и выявление доминирующих тенденций, характерных для отечественного и мирового рынков этих материалов.

Буроугольные полукоксы.

Буроугольный полукоксы (БПК) – это продукт полукоксования бурых углей. Полукоксование – это нагревание твердых горючих ископаемых до температуры 500-600 °С без доступа воздуха. Полукоксы – это пористое, более обуглероженное, по сравнению с исходным углем, синтетическое твердое топливо с выходом летучих веществ от 9 до 23 % и теплотой сгорания 29,3-34,7 МДж/кг. Он характеризуется высокой реакционной способностью, легко загорается, горит без копоти, имеет высокую температуру горения. В зависимости от исходного угля и условий полукоксования, он может быть в кусковом или порошкообразном виде. Выход полукоксов составляет обычно 55-75 % от исходного угля [1].

Известны различные технологические варианты производства полукоксов из низко-метаморфизованных углей [1-4].

На ОАО «Металлургический завод «Сибэлектросталь» (Сибэлектросталь) (г. Красноярск) [1, 2] в конце 60-х гг. применялся энерготехнологический способ полукоксования бурого угля. В Югославии [2] в 60-е гг. применялся способ полукоксования на установке Лурги-Рургаз в реакторе с кипящим слоем. На ОАО «Ангарская нефтехимическая компания» (АНХК), ООО «Завод полукоксования» (г. Ленинск-Кузнецкий), а также в Германии в 60-70-е гг. получил распространение процесс полукоксования в вертикальных шахтных печах системы Лурги с внутренним обогревом. На сланцеперерабатывающем заводе VKG Oil AS (Эстония) [3] совместно с ВУХИНОм в 1997 г. было проведено коксование длиннопламенного

угля Новой Зеландии в камерных печах с внешним обогревом. Также опробован и отработан процесс полукоксования углей марок Д, ДГ и СС в газогенераторах. В 2000-х гг. в газогенераторах данного завода были проведены полукоксования углей марки Д Шубаркольского разреза (Казахстан). Известна технология термоокислительного полукоксования на цепных колосниковых решетках (ЦКР). Пиролиз угля осуществляется в окислительном режиме за счет сгорания над слоем топлива выделяющихся летучих веществ. В России данную технологию разрабатывали в МХТИ им. Д. И. Менделеева, затем в ВУХИНе. Процесс внедрен в условиях Казахстана для получения углеродистых материалов из углей марки Д Шубаркольского разреза. В России в промышленном масштабе не применяется. За рубежом данный способ широко используют в Канаде, США, Германии, ЮАР и Индии. Для получения полукокса могут применяться кольцевые печи. Сущность метода заключается в нагревании тонкого слоя свободно лежащей угольной загрузки на движущемся поде. Наибольший опыт накоплен в Германии и США. В бывшем СССР технология коксования в кольцевых печах отрабатывалась на Нижнетагильском металлургическом комбинате и Московском коксогазовом заводе. В настоящее время эти установки не работают. В Китае [4] в провинции Шаньси эксплуатируются две вертикальные печи типа SJ производительностью около 100 тыс./т год полукокса из углей Шеньму марки Д. Газ для нагрева угля вдувается через фурмы, установленные в стенах печи. Сгорая и частично сжигая выделяющиеся при нагреве летучие компоненты угля, образующиеся внутри печи, газ равномерно нагревает загрузку угля. Данная технология также используется в Казахстане – на борту Шубаркольского разреза в 2006 г. построено шесть печей с общим производством полукокса 300 тыс. т/год.

В настоящее время одним из самых перспективных способов получения БПК считается технология «ТЕРМОКОКС» [5]. Суть технологической концепции состоит в разделении углей с высоким выходом летучих веществ на два продукта – газовое топливо и коксовый остаток (полукокс). В рамках указанной технологии реализуются следующие способы: «ТЕРМОКОКС-С», «ТЕРМОКОКС-КС», «ТЕРМОКОКС-О₂». Технология «ТЕРМОКОКС-С» предусматривает частичную газификацию углей в слоевых аппаратах. В 1996 г. процесс реализован в г. Красноярске. Технология «ТЕРМОКОКС-КС» заключается в частичной газификации углей с использованием технологии кипящего слоя. В 2007 г. процесс реализован на Березовском разрезе (Красноярский край). Технология «ТЕРМОКОКС-О₂» предусматривает частичную газификацию угля в слоевых реакторах с использованием кислородного дутья. Таким образом, исходя из географии применения, по технологии «ТЕРМОКОКС» перерабатываются, в первую очередь, бурые угли Березовского месторождения КАБ. Однако данная технология позволяет перерабатывать бурые, а также каменные угли марок Д и Г других месторождений.

Буроугольные полукокссы широко применяются в металлургии и электротермии неорганических веществ в качестве топлива и восстановителей. Так, на ОАО «Ачинский глиноземный комбинат» (АГК) предлагают использовать БПК из углей КАБ в качестве технологического топлива для производств глинозема [6].

В 1960-70-х гг. БПК, произведенный на опытно-промышленных установках ЭТХ (г. Калинин и г. Красноярск) и ТККУ (г. Свердловск), был успешно опробован в качестве ПУТ в доменном производстве, как компонент шихты для коксования и как восстановитель в металлургии [6].

На ОАО «Кокс» (г. Кемерово) была получена партия (1700 т) кокса из шихты, в которую входило 25 % БПК как отошающей добавки [2]. Опытный кокс отличался от обычного повышенной реакционной способностью и большим электросопротивлением. В работе [7] исследовали возможность добавки БПК из углей Бородинского и Березовского месторождений КАБ в шихту на коксование. Добавка БПК из углей Бородинского разреза приводила к увеличению насыпной массы шихты на 15 %. Кокс, полученный с добавлением БПК, имел повышенную реакционную способность. Опыты проводились на ОАО «Кокс». На ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» (ЗСМК) в шихту добавляли 5 % БПК из углей Березовского месторождения. Полученный кокс имел повышенную реакционную способность, при этом его

структурная прочность была выше, чем у обычного кокса.

В работе [8] приведены результаты использования БПК из углей КАБ в процессе прямого получения железа. Опыты проводились в вертикальной трубчатой электропечи. Получены прочные окатыши со степенью металлизации $\sim 40\%$ и окатыши пониженной прочности, металлизированные на 85-90 %.

БПК может применяться в качестве карбюризатора в процессе цементации – науглероживания поверхности стали. В работе [9] приведены результаты использования БПК из углей Ирша-Бородинского разреза КАБ в качестве карбюризатора для цементации четырех марок стали: двух малоуглеродистых (Ст.10, Ст.20) и двух легированных (20Х, 12ХН3А). Карбюризатор, полученный на основе БПК, несколько уступает по своей цементирующей способности древесно-угольному, но превосходит промышленный полукоксый карбюризатор ООО «Завод полукоксования» (г. Ленинск-Кузнецкий).

В работе [10] представлены результаты опытов по использованию БПК из углей Березовского разреза КАБ в процессе агломерации железных руд. Авторами рекомендовано для улучшения показателей аглопроцесса и сохранения качества агломерата на производственном уровне использование БПК крупностью 1-5 мм и замена им коксовой мелочи в количестве 40-50 %.

В работе [7] приведены результаты исследований вдувания БПК из углей Бородинского разреза КАБ в горн доменной печи объемом 2000 м³. Исследования были проведены на ЗСМК совместно с ФГУП «ЦНИИчермет им. И. П. Бардина» (ЦНИИчермет) и Институтом черной металлургии им. З. И. Некрасова Национальной академии наук Украины (ИЧМ). Отмечалось повышение теоретической температуры горения топлива, увеличение восстановительной способности СО и Н₂, повышение основности шлака, снижение содержания серы в чугуне, увеличение выпуска чугуна. В целом, опыты показали, что ПУТ из БПК может частично заменить кокс в доменной плавке. Кроме того, авторы [11, 12] называют БПК лучшим топливом для вдувания в горн доменных печей.

Полукокс из бурых углей, полученный в США в кольцевых печах диаметром 5 и 8 м с производительностью последней по БПК 28 т/ч, используют в электротермических производствах ферросплавов и фосфора [3].

Полукокс, полученный из бурых углей на агрегате высокоскоростного пиролиза на заводе «Сибэлектросталь», использовался в качестве мелкозернистого восстановителя в бескоксовой металлургии [11]. Также мелкозернистый БПК может применяться в металлургии для получения различных сортов кокса, агломерата, чугуна. Полукокс, полученный из бурых углей КАБ по технологии термоокислительного полукоксования (газификации) в реакторах шахтного типа с плотным слоем на ЗАО «Карбоника-Ф» (г. Красноярск), может использоваться в качестве технологического топлива при производстве агломератов минерального сырья, в различных металлургических и обжиговых процессах взамен коксовой мелочи и высококалорийных топлив.

БПК, полученный из углей КАБ, применялся в полупромышленном масштабе для металлизации рудугольных окатышей на конвейерной машине площадью 10 м² на заводе «Сибэлектросталь». Также БПК может применяться для получения жидкого металла (чугуна) непосредственно из ЖРС, минуя доменный передел [13]. БПК, полученный из углей КАБ, применялся для металлизации железорудных окатышей в трубчатой вращающейся печи [13 – 15] и в конвейерной печи [15].

БПК из углей КАБ может использоваться для получения рудугольных окатышей, используемых в ферросплавном производстве. БПК в этом случае используется в качестве высокорекреационного восстановителя. БПК из углей Ирша-Бородинского разреза использовался в процессе восстановления марганцево-угольной шихты и плавки из нее низкофосфористого шлака [12]. Процесс восстановления рудо-флюсо-угольных окатышей с помощью БПК в присутствии известняка в количестве 10 % изучался в работе [16].

Каменноугольный кокс и полукокс.

Каменноугольный кокс – это продукт коксования каменного угля. Коксованием называется процесс переработки углей (угольных смесей) путем их нагрева без доступа воздуха

до 900-1100 °С с получением твердого углеродистого остатка, называемого коксом [17].

Полукокс из каменных углей в настоящее время широко применяются в качестве восстановителей и топлива в металлургии и электротермии неорганических веществ. Так, полукокс из угля марки Д Шубаркольского месторождения (Казахстан) в смеси с коксовым орешком ОАО «ЕВРАЗ НТМК» (НТМК) применялся для выплавки высокоуглеродистого феррохрома [20]. Испытания, проведенные на СЗФ, показали, что с увеличением доли спец-кокса в шихте увеличилось извлечение хрома, снизилось содержание оксида хрома в шлаке. Полученный высокоуглеродистый феррохром имел пониженное содержание фосфора.

В работах [2, 3, 14, 18] признают полукокс, произведенный на АНХК (ангарский полукокс) высококачественным восстановителем для кремнистых сплавов. При испытании полукокса, произведенного на ООО «Завод полукоксования» (ленинск-кузнецкого полукокса), с заменой им до 50 % коксового орешка, было установлено, что при выплавке 75 %-ного ферросилиция имело место расстройство хода печи: спекание колошника, частые обвалы шихты [18]. Однако при выплавке других марок ферросплавов он используется [3].

Полукокс из углей марки ДГ Колумбии испытывали на ферросплавных заводах России (ЧЭМК), Казахстана (АЗФ) и Норвегии (заводы фирмы «Элкем АС») при производстве соответственно феррохрома, ферросилиция взамен 30-40 % металлургического кокса и в производстве кристаллического кремния с полной заменой им древесного угля. Испытания показали высокую техническую эффективность его применения [19].

Полукокс, полученный из длиннопламенных углей Кузбасса и Шубаркольского месторождения Казахстана по технологии ЗАО «Карбоника-Ф», соответствует лучшим образцам углеродистых восстановителей для электротермических производств [3, 11, 20].

Полукокс, полученный из углей марки Д Шубаркольского месторождения (Казахстан) в газогенераторах сланцеперерабатывающего завода VKG Oil AS (Эстония), отвечает требованиям, предъявляемым к углеродистым восстановителям для электротермических процессов производства ферросплавов [21].

Полукокс, полученный из углей марки Д месторождения Шеньму (Китай) в вертикальных печах типа SJ, находит широкое применение в электротермических производствах: ферросплавов – ферросилиция и ферромарганца, фосфора и карбида кальция [4].

Каменноугольный кокс является неотъемлемым сырьем для доменного процесса, процессов агломерации и производства окатышей. Коксовый орешек является основным восстановителем для электротермических производств. Коксовая мелочь может использоваться в процессах прямого восстановления ЖРС и ЖСО. Так, в 1989 г. фирмами «Искор» (ЮАР) и «Фест-Альпине» (Австрия) была запущена установка по выплавке чугуна по технологии «Корекс». В качестве топлива использовали 15 % коксовой мелочи и 85 % энергетического угля [14]. Коксовая мелочь применяется для получения губчатого железа во вращающейся трубчатой печи, металлизированных окатышей на конвейерной обжиговой машине, чугуна во вращающемся конвертере по способу «Доред-процесс», жидкого металла в качающейся отражательной регенеративной печи по способу «КШС-процесс» [12]. Кузнецкий кокс и ангарский полукокс использовались в процессе металлизации окатышей в трубчатой печи [14].

Нефтяной и пековый коксы.

Нефтяной и пековый кокс представляет собой высокоуглеродистый остаток, получаемый из нефтяных остатков в процессе коксования – термической обработки без доступа воздуха при 400-500 °С [17]. Сырьем для производства нефтяного кокса являются тяжелые остатки атмосферной и вакуумной переработки нефти (мазут и гудроны), крекинг-остатки от термического крекинга мазутов и гудронов, тяжелые газойли каталитического крекинга, остатки производства масел. Для производства кокса наряду с нефтяными остатками используют также высокотемпературный пек каменноугольного происхождения, который коксуют при температуре 1000 °С.

Нефтяной и пековый кокс используется для производства анодной массы, применяемой для выплавки алюминия, в качестве сырья для производства электродов, в производстве ферросплавов, карбида кальция, различных углеродных изделий [17].

Так, слоистый нефтяной кокс использовали как упрочняющий агент в производстве углеродистого восстановителя [23]. Установлено, что оптимальное содержание слоистого нефтяного кокса составляет 1 % и обеспечивает высокую механическую прочность при испытании окатышей на сжатие и истирание, а также увеличение степени восстановления железа из руды. Вместе с тем, при применении пористого нефтяного кокса положительный эффект отсутствовал.

Кокс замедленного коксования нефти в смеси с гидролизным лигнином брикетировали и получали углеродистый восстановитель для электротермического производства кремния [23]. Установлено, что извлечение кремния на уровне $\geq 73,4$ % обеспечивается при следующих оптимальных условиях: массовое содержание гидролизного лигнина и нефтяного кокса 90:10, крупность нефтяного кокса ≤ 6 мм.

Низкоактивный, обладающий высокой электропроводностью нефтяной кокс и высококреакционный ванадий- и никельсодержащий кокс низкотемпературного термоконтактного крекинга нефти (ТККН) использовали в качестве малозольных восстановителей в электротермии силикоалюминия [24, 25]. Эффективность кокса ТККН подтверждена результатами опытных плавов – производительность печи возросла на 22 %, удельный расход электроэнергии и минеральной части шихты снизился соответственно на 11 и 17 %.

В работе [24] изложен промышленный способ использования нефтяного кокса в производстве ферросилиция. Разработанный на ООО «Братский завод ферросплавов» (БЗФ) способ ведения плавки позволил выплавлять ферросилиций при замене нефтяным коксом 15 % углерода без снижения технико-экономических показателей (ТЭП) и с получением ферросилиция ФС75. При замене до 35-40 % углерода нефтяным коксом снижение показателей плавки происходило на 3-5 %, однако экономически это компенсировалось высоким качеством получаемого сплава.

Библиографический список

1. Минерально-сырьевая база угольной промышленности России : в 2 т. Т. 1. Состояние, динамика, развитие / Н. Н. Балмасов [и др.] ; под ред. А. Е. Евтушенко, Ю. Н. Малышева. – М. : Издательство Московского государственного горного университета, 1999. – 648 с.
2. Мизин, В. Г. Углеродистые восстановители для ферросплавов / В. Г. Мизин, Г. В. Серов. – М. : Metallurgia, 1976. – 272 с. : ил.
3. Страхов, В. М. Научные и производственные аспекты получения специальных видов кокса для электротермических производств / В. М. Страхов // Кокс и химия. – 2008. – № 9. – С. 44–49.
4. Технология производства и качество полукокса из вертикальных печей типа SJ Китая / В. М. Страхов [и др.] // Кокс и химия. – 2007. – № 5. – С. 17–24.
5. Исламов, С. Р. Энергоэффективное использование бурых углей на основе концепции «ТЕРМОКОКС» : автореф. дис. на соиск. учен. степ. док. техн. наук : 05.14.04 / Исламов Сергей Романович. – Красноярск, 2010. – 37 с.
6. Энерготехнологическое использование канско-ачинских углей / С. Г. Степанов [и др.] // Уголь. – 2003. – № 7. – С. 50–54.
7. Школлер, М. Б. Буроугольный полукокс – модификатор свойств кокса и угольных смесей / М. Б. Школлер // Кокс и химия. – 2007. – № 12. – С. 18–24.
8. О возможности использования полукокса из бурых углей Канско-Ачинского месторождения в черной металлургии / В. Е. Тихомиров [и др.] // Кокс и химия. – 1983. – № 12. – С. 14–16.
9. Старке, Э. П. Карбюризатор на основе буроугольного кокса для химикотермической обработки стали / Э. П. Старке, В. М. Страхов // Кокс и химия. – 2003. – № 9. – С. 43–45.
10. Буроугольный полукокс. Возможности его использования как топлива в агломерации железных руд / В. М. Страхов [и др.] // Кокс и химия. – 2007. – № 8. – С. 20–26.

11. Современные энерготехнологические процессы глубокой переработки твердых топлив : учеб. пособие. – Новокузнецк : НИУ РЭТ-ТПУ, 2010. – 220 с.
12. Использование буроугольного полукокса в качестве пылеугольного топлива в доменной плавке / С. Р. Исламов [и др.]. – Донецк : УНИТЕХ, 2008. – 68 с.
13. Теория металлизации железорудного сырья / Ю. С. Юсфин [и др.]. – М. : Металлургия, 1982. – 256 с.
14. Кудрявцев, В. С. Использование некоксуемых углей в черной металлургии / В. С. Кудрявцев, С.А. Пчелкин. – М. : Металлургия, 1981. – 168 с.
15. Кудрявцев, В. С. Металлизированные окатыши / В. С. Кудрявцев, С.А. Пчелкин. – М. : Металлургия, 1974. – 136 с.
16. Юсфин, Ю. С. Обжиг железорудных окатышей / Ю. С. Юсфин, Т. Н. Базилевич. – М. : Металлургия, 1973. – 272 с.
17. Глущенко, И. М. Теоретические основы технологии горючих ископаемых : учеб. для вузов / И. М. Глущенко. – М. : Металлургия, 1990. – 296 с.
18. Нефедов, П. Я. О требованиях к качеству углеродистых восстановителей для процессов рудной электротермии / П. Я. Нефедов // Кокс и химия. – 2000. – № 8. – С. 24–32.
19. Кокс Китая как углеродистый восстановитель для производства ферросплавов / В. М. Страхов [и др.] // Кокс и химия. – 2005. – № 11. – С. 16–21.
20. Анализ качества и перспективы использования малозольных углеродистых восстановителей для электротермического производства технического кремния / В. М. Страхов [и др.] // Кокс и химия. – 2012. – № 5. – С. 18–21.
21. Полукоксование длиннопламенных углей Шубаркольского месторождения в газогенераторах / И. Л. Глезин [и др.] // Кокс и химия. – 2009. – № 8. – С. 25–29.
22. Юсфин, Ю.С. Новые процессы получения металла (металлургия железа) : учеб. для вузов / Ю.С. Юсфин, А. А. Гиммельфарб, Н.Ф. Пашков. –М.: Металлургия, 1994. – 320 с.
23. Формирование заданных свойств углеродистого восстановителя для электротермических процессов (Обзор) / М. Л. Улановский [и др.] // Кокс и химия. – 2000. – № 4. – С. 14–20.
24. Страхов, В. М. Альтернативные углеродистые восстановители для ферросплавных производств / В. М. Страхов // Кокс и химия. – 2009. – № 1. – С. 20–25.
25. Страхов, В. М. Проблемы с углеродистыми материалами для рудной и химической электротермии и пути их решения / В. М. Страхов // Кокс и химия. – 2010. – № 8. – С.29–33.

УДК 669.184:669.054.8

ТЕХНОЛОГИЯ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СКРАПА ШЛАКОМЕТАЛЛИЧЕСКОГО В КИСЛОРОДНОМ КОНВЕРТЕРЕ

Амелин А.В.¹, Протопопов Е.В.², Кузнецов С.Н.², Калиногорский А.Н.², Ганзер Л.А.²

¹АО «ЕВРАЗ ЗСМК»,

г. Новокузнецк, Россия, protopopov@sibsiu.ru

²Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия, protopopov@sibsiu.ru

Аннотация. Рассмотрены характерные особенности шлакообразования и окислительного рафинирования металла в 160-т конвертерах АО «ЕВРАЗ ЗСМК» с использованием в твердой металлошихте скрапа шлакометаллического. Установлены технологические преимущества процесса при восстановлении оксидов железа из шлаковой составляющей железосодержащего продукта переработки отвальных шлаков.

Ключевые слова: выплавка стали, конвертер, металлический лом, скрап шлакометаллический, шлаковая составляющая, восстановление оксидов железа, шлакообразование, технологические показатели.

IRON OXIDE IN SLAG-METALL SKRAP REDUCTION TECHNOLOGY BY BOF

Amelin A.V.¹, Protopopov E.V.², Kuznetsov S.N.², Kalinogorskiy A.N.², Ganzer L.A.²

¹JSC «EVRAZ ZSMK»,
Novokuznetsk, Russia, protopopov@sibsiu.ru
²Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, protopopov@sibsiu.ru

Abstract. The characteristic features of slag formation and refining of metal in 160-m BOF EVRAZ ZSMK with the use of slag-metal scrap in the solid metal charge are considered. The technological advantages of the process for the reduction of iron oxides from the slag component of the iron-containing product of processing slag dumps are established.

Key words: steelmaking, converter, scrap metal, scrap metal slag, slag component, reduction of iron oxides, slag formation, technological indicators.

В настоящее время вопросы обеспечения потребностей сталеплавильного производства металлическим ломом имеют особое значение в связи с ухудшением качественных свойств собираемого металлолома и уменьшением количества оборотного лома вследствие совершенствования технологии непрерывной разливки стали [1, 2].

В сложившихся условиях необходимо совершенствование традиционного состава и технологического режима формирования твердой металлошихты с использованием, в частности, железосодержащих продуктов переработки отвалных конвертерных шлаков, в том числе скрапа шлакометаллического. Последний представляет собой конгломерат металлической и шлаковой составляющих, который остается в шлаковых чашах после слива жидкого конвертерного шлака в яму шлакового отделения.

В ККЦ-1 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» шлакостальные коржи извлекают из шлаковых чаш и загружают с металлическим ломом в конвертер в количестве 10 – 50 % от массы твердой металлошихты с соответствующей корректировкой тепловой стороны процесса. Вес металлозавалки (чугун и металлический лом) составляет 153 – 155 т, в том числе 24 – 27 % твердой металлошихты. Химический состав чугуна колеблется в пределах : 0,35 – 0,65 % Si; 0,35 – 0,65 % Mn; 0,08 – 0,12 % P и 0,020 – 0,028 % S. Температура заливаемого чугуна 1290 – 1320 °С.

Перед заливкой чугуна, как правило, проводится предварительный подогрев металлического лома в конвертере. В качестве основного теплоносителя используется уголь Кузнецкого бассейна марки ТОМ. Кислород на сжигание угля подается с расходом 150 – 250 м³/мин. Продолжительность нагрева составляет не менее 6 мин.

Продувка металла кислородом в конвертерах ведется через 5-сопловую фурму с соплами Лаваля критического диаметра 0,035 м и углом их наклона к вертикальной оси 15°. Начинают операцию при положении фурмы относительно уровня спокойного металла 2,0 – 2,6 м, осуществляя наводку шлака в течение 3 – 4 минут, затем фурму опускают до 1,0 – 1,5 м. Продолжительность продувки составляет 20 – 21 минуту при расходе кислорода 350 – 450 м³/мин. Общий расход извести на плавку составляет 6 – 8 т, высокомагнезимального флюса ФОМИ 0,9 – 1,1 т, угля 2,7 – 3,1 т.

Необходимо отметить, что характерной особенностью работы конвертеров АО «ЕВРАЗ ЗСМК» является продувка чугунов с пониженным содержанием марганца, что создает определенные сложности в организации шлакового режима плавки и окислительном рафинировании металла. Использование же высокомагнезимальных флюсов для выплавки стали и повышения стойкости футеровки кислородных конвертеров предопределяет повышение вязкости конвертерных шлаков и снижение их рафинирующей способности [3]. Повышение температуры ванны при реализации предварительного подогрева металлического лома и шлакообразующих материалов улучшает кинетические параметры процесса, однако шлакообразование зачастую протекает с недостаточной скоростью и характеризуется неполным усвоением извести шлаком и затягиванием процессов удаления вредных примесей.

Известно, что состав шлака и его физические свойства изменяются в течение конвертерной плавки примерно по одной и той же схеме [4, 5]. Шлак в конвертере формируется из образующихся при окислении примесей оксидов и введенных в ванну шлакообразующих материалов: извести и высокомагнезиального флюса. Первичные шлаки, которые образуются как продукт окисления железа и примесей чугуна (в первую очередь кремния и марганца), отличаются высокой ассимилирующей способностью по отношению к оксидам кальция и магния. В зависимости от температурных условий процесса и свойств шлакообразующих материалов растворение извести и высокомагнезиального флюса протекает с большей или меньшей скоростью: увеличивается основность шлака и, одновременно, содержание в нем оксида магния.

В составе шлаковой составляющей скрапа шлакометаллического часть CaO находится в связанном с SiO_2 и P_2O_5 состоянии, а другая в свободном, либо в составе ферритов и алюмоферритов кальция участвует в формировании шлака. Так при характерном составе шлаковой составляющей: 35 – 40 % CaO ; 13 – 15 % SiO_2 ; 1 – 1,5 % P_2O_5 , оксида кальция в составе силикатов будет связано 24,31 – 28,05 %; в составе фосфатов – 0,79 – 1,19 %. Таким образом технологическую ценность представляет 5,69 – 14,83 % CaO .

При этом, эвтектика шлаковой составляющей загружаемого скрапа шлакометаллического обогащена CaO -содержащими минеральными составляющими, что обусловлено относительно низкой температурой плавления последних [3], в результате можно предполагать их быстрый переход в жидкое состояние и участие в процессе шлакообразования с первых минут операции. В соответствии с расчетными данными, при расходе загружаемого скрапа шлакометаллического 10 – 50 % от массы твердой металлошихты в начальный период продувки металла возможно увеличение содержания технологически ценного оксида кальция в шлаке на 4 – 9 %.

Шлаковая составляющая загружаемого скрапа шлакометаллического содержит также около 10 % MgO , преимущественно в виде магнезиовюстита и магнезиоферрита, и обеспечивает в начале продувки увеличение содержания оксида магния в конвертерном шлаке. При этом в конце продувки предупреждается его чрезмерное пересыщение MgO . Отмеченное способствует уменьшению вязкости первичного шлака и увеличивает степень гомогенизации конечного шлака, что в целом увеличивает кинетические возможности рафинирования металла от вредных примесей.

Таким образом, растворение шлаковой составляющей скрапа шлакометаллического позволяет ускорение шлакообразование в начале операции, однако при этом увеличивается общее количество шлака. При максимальном расходе скрапа шлакометаллического – 50 % от массы твердой металлошихты, расчетное увеличение количества шлака составляет 40 – 45 %, что, безусловно, изменяет гидродинамическую картину в агрегате и требует внесения соответствующих управляющих воздействий по корректировке шихтовки плавки для предупреждения выбросов шлака из агрегата.

Анализ расчетных данных показал, что для рассматриваемых условий и характерных температур возможно восстановление оксидов железа из шлаковой составляющей загружаемого скрапа шлакометаллического. Разработан промышленно реализуемый процесс ввода в металлошихту кислородного конвертера железосодержащих продуктов переработки отвалных шлаков с использованием углеродсодержащих материалов и перемешиванием расплава смесью нейтрального газа и кислорода для восстановления поступивших в ванну оксидов железа [6].

При этом возможно развитие как твердофазного восстановления, когда восстановление оксидов железа шлаковой составляющей протекает в твердой фазе, с последующим плавлением и довосстановлением оксидов железа из расплава, так и жидкофазного восстановления, с восстановлением оксидов железа шлаковой составляющей из расплава. При твердофазном восстановлении развитие реакций в сторону восстановления оксидов железа возможно только в том случае, когда фактическая температура процесса выше температуры начала реакции, что также обеспечивается рассматриваемой технологией. При жидкофазном восстановлении на кинетических параметрах процесса благоприятно сказывается повышенная температура и интенсивное перемешивание расплава.

При относительно невысокой температуре ванны в начале конвертерной плавки окисление фосфора осуществляется оксидами железа, поступающими, в том числе, из шлаковой составляющей растворяющегося скрапа шлакометаллического. Это обусловлено относительно низкой концентрацией кремния в пердевальном чугуна (0,4 – 0,5 %) и, соответственно, кремнезема в первичном шлаке, а также медленным ростом температуры ванны из-за большего охлаждающего эффекта скрапа шлакометаллического и наличием оксида кальция для связывания P_2O_5 в комплексы, прочно удерживающие фосфор в шлаке и понижающие его активность.

Содержание фосфора в металле перед выпуском на плавках с использованием скрапа шлакометаллического в среднем составляет 0,017 %. Основность конечного шлака равна 2,66 ед., содержание оксида железа – 24,45 %, температура металла – 1629 °С, концентрация фосфора в чугуна – 0,08-0,12 %. Что касается содержания фосфора в металле перед выпуском на плавках по традиционной технологии, то его среднее значение находится на том же уровне, однако, при этом обеспечивается более высокий коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом, что, видимо, обусловлено повышенным его поступлением в ванну.

В обычных условиях конвертерной плавки, как правило, шлак формируется с повышенным содержанием оксидов железа, что в целом неблагоприятно для удаления серы. Содержание серы в металле перед выпуском на плавках с использованием скрапа шлакометаллического составляет в среднем 0,029 %, а на плавках по традиционной технологии – 0,028 %. При этом необходимо отметить, что на плавках с использованием скрапа шлакометаллического окисленность шлака несколько выше, а его основность и температурные условия процесса практически идентичны.

Анализ химического состава металла на выпуске плавков с использованием скрапа шлакометаллического показал заметное снижение содержания нежелательных примесей цветных металлов, в частности Cu, Ni, Cr, что обусловлено изменением качественного состава твердой металлошихты. Использование скрапа шлакометаллического и соответствующее снижение расхода металлического лома, который является основным источником поступления примесей цветных металлов в конвертерную ванну при традиционной технологической схеме производства стали, позволило обеспечить снижение концентрации, в частности, меди в металле перед выпуском из агрегата в среднем на 16 %, а никеля – на 12,5 %.

Предлагаемая технология восстановления оксидов железа из шлаковой составляющей скрапа шлакометаллического позволяет вернуть в производство железо, содержащееся в оксидной форме. Переработка скрапа шлакометаллического без эффективного использования шлаковой составляющей снижает экономические перспективы процесса.

Библиографический список

1. Григорович, К.В. Современное состояние черной металлургии и направления ее развития в цифровой экономике / К.В. Григорович // Сборник трудов XV международного Конгресса сталеплавателей и производителей металла. – 2018. – С. 42 – 59.
2. Паршин, В.М. Сталеплавильное производство: резервы развития и повышения эффективности / В.М. Паршин // Сталь. – 2015. – № 2. – С. 13 – 17.
3. Amelin, A.V. Formation of magnesia-slag coating on the lining of large converters / A.V. Amelin, E.V. Protopopov, A.N. Kalinogorskii, S.V. Feiler // Steel in Translation. – 2014. – Vol. 44. – № 7. – P. 513 – 516.
4. Протопопов, Е.В. Исследование фазовых равновесий в шлаковом расплаве при выплавке стали с использованием высокомагнезиальных флюсов / Е.В. Протопопов, А.Н. Калиногорский, Н.Ф. Якушевич // Вестник Российской академии естественных наук. Западно-Сибирское отделение. 2016. № 18. С. 64 – 69.
5. Кузнецов, С.Н. Современные технологии выплавки стали с использованием железосодержащих продуктов переработки конвертерных шлаков / С.Н. Кузнецов, Е.В. Протопопов, М.В. Темлянец [и др.] // Вестник Российской академии естественных наук. Западно-Сибирское отделение. 2017. № 20. С. 95 – 101.
6. Пат. РФ 2641587. Способ производства стали в кислородном конвертере / С.Н.

УДК 669.15.74

ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ МАРГАНЦЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Прошунин И.Е.¹, Нохрина О.И.², Рожихина И.Д.²

¹АО ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат

²Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, rogihina@mail.ru

Аннотация. Приведены результаты исследований обогащения железомарганцевых конкреций с использованием различных растворителей. Предложены универсальные технологии переработки марганцевого сырья, включающие его автоклавное выщелачивание водными растворами хлоридов, которые позволяют извлекать марганец в раствор из соединений как различных оксидных, так и карбонатной форм. Извлечение марганца составляет более 90%. Введение в хлоркальциевый процесс обогащения железомарганцевых конкреций сульфатов железа позволяет повысить извлечение марганца в 2,3, кобальта в 3,2, никеля в 2,5 раза. Выщелачивание железомарганцевых конкреций водным раствором соляной кислоты с нейтрализацией её избыточной концентрации введением карбонатной марганцевой руды позволяет получить извлечение цветных металлов в раствор 99,80 – 99,88 % и до 95,4 % Mn. В результате обогащения возможно получение марганцевого, медно-никеле-кобальтового и железного концентратов.

Ключевые слова: железомарганцевые конкреции, высококачественный марганцевый концентрат, выщелачивание, медно-никеле-кобальтовый и железный концентраты.

TECHNOLOGIES OF RECEIVING HIGH-QUALITY MANGANESE CONCENTRATES

Proshunin I.E.¹, Nohrina O.I.², Rogihina I.D.²

¹JSC EVRAZ Objedinenny West-Siberian Metallurgical Plant

²Siberian State Industrial University
Novokuznetsk, Russia, rogihina@mail.ru

Abstract. Results of researches of enrichment of ferromanganese concretions with use of various solvents are given. The universal technologies of processing of manganese raw materials including its autoclave leaching by water solutions of chlorides which allow to extract manganese in solution from connections both various oxidic, and carbonate forms are offered. Extraction of manganese makes more than 90 %. Introduction to chlorcalcic process of enrichment of ferromanganese concretions of sulfates of iron allows to increase extraction of manganese in 2.3, cobalt in 3.2, nickel by 2.5 times. Leaching of ferromanganese concretions water solution of hydrochloric acid with neutralization of its excess concentration introduction of carbonate manganese ore allows to receive extraction of non-ferrous metals in solution of 99.80 - 99.88 % and to 95.4 % of Mn. As a result of enrichment receiving manganese, copper nickel - cobalt and iron concentrates is possible.

Keywords: ferromanganese concretions, high-quality manganese concentrate, leaching, copper nickel - cobalt and iron concentrates.

Анализ литературных данных и физико-химическая оценка экстракции марганца и других примесей из марганецсодержащего сырья показали, что наиболее перспективным является кальцийхлоридный способ [1-6], с помощью которого можно получать марганцевый

концентрат, отвечающий самым высоким требованиям промышленности [7,8]. Одной из главных причин интереса к данному способу является то, что по аппаратному оформлению он аналогичен автоклавному выщелачиванию в производстве глинозема, которое безотказно работает в течение многих лет и позволяет достигать производительности одного предприятия в 1 млн.т и более в год.

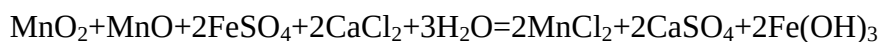
Значительная часть марганца в железомарганцевых конкрециях представлена в оксидной форме и лишь незначительная часть в виде карбонатов, а кальцийхлоридный процесс эффективен при обработке только карбонатных марганцевых руд. Анализ литературных данных, а также работ авторов [7], и предварительные опыты с чистыми оксидными материалами, показали, что наиболее целесообразна разработка способа обогащения конкреций с использованием водных растворов хлорида кальция и добавками растворов хлоридов или сульфатов железа либо использование в качестве растворителя раствора соляной кислоты.

Для опытов использовали конкреции следующего состава: $Mn_{\text{общ}}$ – 15,17 %; MnO_2 – 21,2 %; Co – 0,275 %; Ni – 0,46 %; Cu – 0,22 %; Fe_2O_3 – 23,1 %; SiO_2 – 13,74 %; CaO – 2,6 %; MgO – 2,01 %; Al_2O_3 – 3,67 %; P – 0,255 %; влага – 16,68 %.

Эксперименты проводили в автоклавах объемом 75, 100 и 10000 см³. При проведении опытов обеспечивали строго одинаковые температурные условия и перемешивание пульпы. Температура регулировалась автоматически с точностью ± 5 °С.

Извлечение марганца, кобальта, никеля и меди из конкреций оценивали по результатам анализа сухого твердого остатка после выщелачивания и фильтрата.

При использовании в качестве растворителя хлорида кальция с добавкой раствора сульфата железа оксидный марганец переходит в раствор по следующей реакции:



Из данных таблицы 1 видно, что введение в хлоркальциевый процесс сульфатов железа позволяет повысить извлечение марганца в 2,3; кобальта в 3,2; никеля в 2,5 раза. Оценить поведение меди при выщелачивании не удалось из-за её малого содержания в конкрециях и работы с небольшими навесками.

Для оптимальных условий выщелачивания изучали влияние продолжительности обработки, температуры процесса, крупности дробления конкреций, концентрации хлористого кальция в исходном растворе, соотношение железа в виде сульфатов к расходу марганца в шихте (кг/кг), а также влияние предварительной тепловой обработки конкреций на извлечение ценных компонентов.

Для этого конкреции указанного выше состава измельчали до определенной крупности, смешивали с сульфатом железа (в виде $FeSO_4 \cdot 7H_2O$) при различных соотношениях между ними и обрабатывали в автоклаве при температурах 180 – 220 °С водным раствором хлорида кальция (600 – 900 г/л). Каждый опыт повторяли три-четыре раза.

Результаты опытов с конкрециями различной степени измельчения показали, что с уменьшением их крупности извлечение марганца, кобальта, никеля и меди заметно повышается. При фракции конкреций + 0,500 извлечение марганца составляет 57,3 %, а никель, кобальт и медь практически не извлекаются. При использовании конкреций фракции от - 0,500 до + 0,250 извлечение марганца, кобальта и никеля составляет 69,2 %, 46,7 % и 13,4 % соответственно, а при использовании конкреций фракции – 0,125 извлечение марганца, кобальта, никеля и меди составляет 73,4 %, 75,5 %, 51,2 % и 18,6 % соответственно.

Изучение влияния концентрации хлорида кальция на показатели процесса позволило сделать вывод, что в исследованных пределах (600 – 900 г/л) она не приводит к существенным изменениям извлечения ценных компонентов. Следовательно, предпочтительнее работать с концентрациями хлорида кальция 600 – 700 г/л, т.к. в этом случае снижается плотность раствора и упрощаются как фильтрация пульпы, так и дальнейшая переработка растворов.

Исследование влияния обжига конкреций при 105 – 500 °С на извлечение марганца показало, что с повышением температуры обжига извлечение марганца снижается: при использовании сырых конкреций извлечение марганца составляет 87,8 %, а при использовании

обожженных – 58,3 %. Последнее связано с тем, что с повышением температуры пористость продуктов обжига уменьшается. Таким образом, возможность применения стадии обжига для данного процесса, в целях его ускорения, исключается.

Значительное влияние на технологичность процесса химической переработки материалов почти всегда оказывают температура и продолжительность выщелачивания. Их влияние оценивалось при изменении температуры от 180 до 220 °С, и выдержки от 1 до 4 часов.

Из приведенных в таблице 1 данных видно, что эти температуры оказывают существенное влияние на извлечение из конкреций марганца, кобальта, никеля и меди. При температуре 180 °С, с увеличением продолжительности опыта от 1 до 3 часов, растет извлечение марганца и кобальта.

При 200 и 220 °С изменение продолжительности опыта от 1 до 4 часов существенного влияния на показатели извлечения марганца и кобальта не оказывает.

При повышении температуры от 180 до 200 и 220 °С скорость выщелачивания марганца и кобальта значительно возрастает. В результате при 200 – 220 °С за 1 час достигается такое же извлечение, как при 180 °С за 4 часа.

Более сложно влияет температура и продолжительность выщелачивания на характер растворения никеля и, особенно, меди. Это объясняется тем, что сульфаты железа для связывания продуктов выщелачивания расходуются быстрее, чем растворяются цветные металлы. В результате, особенно при повышенных температурах, возможен гидролиз части продуктов растворения, особенно меди.

Таблица 1 - Влияние температуры и продолжительности выщелачивания на извлечение из конкреций марганца, кобальта, никеля и меди

Fe _{FeSO4.7H2O} / Mn _{конкр.}	Температура опыта, °С	Время выщелачивания, ч	Содержание в осадке, %				Извлечение по анализу осадка, %			
			Mn	Co	Ni	Cu	Mn	Co	Ni	Cu
1,17	180	1	2,64	0,03	0,11	0,06	59,0	74,3	46,1	35,7
1,16	180	2	2,26	0,03	0,11	0,09	67,4	76,1	50,0	10,5
1,17	180	3	2,17	0,03	0,10	0,10	74,0	80,2	60,4	17,0
1,17	180	4	2,48	0,03	0,09	0,08	79,5	79,5	68,4	40,6
1,17	200	1	2,72	0,03	0,11	0,06	68,9	81,1	62,3	52,7
1,17	200	2	2,37	0,03	0,12	0,09	69,9	78,9	49,7	21,1
1,16	200	3	2,26	0,03	0,10	0,06	73,0	80,2	60,7	50,7
1,14	200	4	2,64	0,03	0,10	0,04	69,3	80,7	61,6	67,9
1,16	220	1	1,91	0,02	0,12	0,07	73,4	84,7	45,0	32,8
1,38	220	2	1,84	0,03	0,11	0,09	75,5	78,0	51,6	17,4
1,18	220	3	1,80	0,03	0,10	0,08	73,4	75,5	51,2	18,6

Наиболее существенное влияние на извлечение марганца, а, следовательно, кобальта, никеля и меди оказывает массовое соотношение железа в виде сульфатов к расходу марганца в шихте. Из результатов, приведенных на рисунке 1, видно, что оптимальное соотношение находится в пределах 1,25 – 1,35.

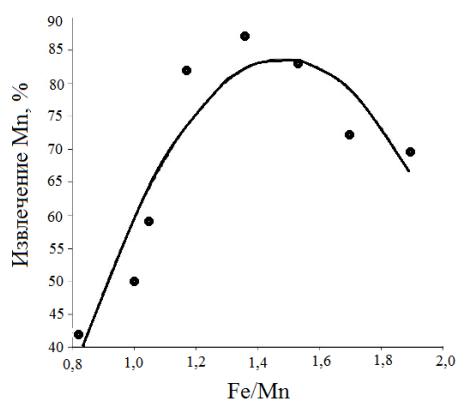


Рисунок 1 – Влияние на извлечение марганца массового соотношения железа (II) в сульфатах к марганцу в конкrecиях

Таким образом, при использовании кальцийхлоридного выщелачивания с введением в растворитель сульфата железа (II) и оптимальных параметрах исследованных факторов:

1. температура процесса 180 – 220 °С;
2. продолжительность выщелачивания 1 – 3 ч;
3. концентрация хлористого кальция в исходном растворе 600 – 700 г/л;
4. крупности конкrecий менее 0,125 мм;
5. $\text{Fe}_{\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}}/\text{Mn}_{\text{конкр.}}$ 1,25 – 1,35

из конкrecий без их предварительной обработки (т.е. воздушно-сухих) можно извлечь 81,0 – 88,0 % Mn, 78,0 – 85,0 % Co, 51,6 – 68,4 % Ni, 40,6 – 51,0 % Cu; при содержании в твердом остатке после выщелачивания: 0,96 – 1,57 % Mn; следы MnO_2 ; 0,02 – 0,03 % Co; 0,09 – 0,11 % Ni; 0,06 – 0,08 % Cu.

Применение водных растворов хлоридов железа (таблица 2) позволяет извлекать до 99,2 % марганца, при извлечении кобальта до 99,1 %, никеля до 82,7 %, меди до 73,8 %.

Температура процесса 220 °С; продолжительность выщелачивания 3 часа; крупность конкrecий – 0,125мм.

На основании представленных способов обогащения железомарганцевых конкrecий разработана малоотходная схема производства марганцевых концентратов с использованием водных растворов хлоридов кальция и сульфатов или хлоридов железа.

Таблица 2 – Влияние массового соотношения железа (II) в хлоридах к марганцу в конкrecиях на извлечение марганца, кобальта, никеля и меди

$\text{Fe}_{\text{FeCl}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}} / \text{Mn}_{\text{конкр.}}$	Извлечение, %			
	Mn	Co	Ni	Cu
0,56	18,80	-	-	-
0,83	47,95	33,17	26,17	39,14
1,11	71,08	51,34	54,57	61,04
1,37	95,35	78,50	55,22	62,42
1,65	98,83	93,75	65,75	71,72
1,92	99,17	97,76	74,79	68,97
2,19	99,19	99,15	82,77	73,80
2,47	99,14	99,25	68,94	59,31
2,74	99,25	99,28	71,38	58,73

Полученный концентрат характеризуется высоким качеством, особенно по содержанию в нем фосфора, серы и кремнезема и содержит 55 – 64 % Mn; 0,1 – 2,31 % SiO_2 ; < 0,55 % Fe; < 0,073 % S и < 0,005 % P.

С целью упрощения и повышения производительности процесса химического обогащения с использованием соляной кислоты разработан способ переработки ЖМК, включаю-

щий нейтрализацию избыточной соляной кислоты карбонатной марганцевой рудой.

Целесообразно отношение $\text{HCl}_{\text{пр.}}/\text{HCl}_{\text{теор}}$ поддерживать в пределах 1,9 – 2,80, а температуру процесса в интервале 85 – 95 °С. При концентрации HCl в растворе 200 – 300 г/дм³ выщелачивание металлов осуществляется за 70 – 120 мин. Нейтрализация избыточного количества соляной кислоты производилась карбонатной рудой с различным содержанием марганца (12,95 и 29,8 %).

В раствор из карбонатной руды переходит от 48,2 до 95,4 % Mn. Остатки от карбонатной руды при нейтрализации, содержащие около 7 % Mn, могут быть использованы на начальной стадии нейтрализации.

Осаждение цветных металлов, Co и Ni из раствора с помощью сернистого натрия или сероводорода позволяет достигнуть высокого извлечения металлов из сырья. Железо из раствора осаждают путем гидролиза при pH 2 – 3. Из очищенного раствора при pH 8,5 – 9,0 осаждают гидроксид марганца.

Извлечение цветных металлов в раствор составляет 99,80 – 99,88 %. Марганцевый концентрат, получаемый из гидроксида марганца путем прокаливания, содержит до 60 % марганца и менее 0,005 % фосфора.

Все продукты переработки ЖМК по данным способам пригодны к использованию. Марганцевый концентрат является сырьем для производства марганцевых сплавов, железорудный материал – для производства агломерата и металлизированного железа, а концентрат цветных металлов – для производства кобальта и никеля [9].

Выводы

Предложенные универсальные технологии переработки марганцевого сырья, включающие его автоклавное выщелачивание водными растворами хлоридов позволяют извлекать марганец в раствор из соединений как различных оксидных, так и карбонатной форм. Извлечение марганца более 90%.

Введение в хлоркальциевый процесс обогащения железомарганцевых конкреций сульфатов железа позволяет повысить извлечение марганца в 2,3, кобальта в 3,2, никеля в 2,5 раза.

При переработке сырых железомарганцевых конкреций и полиметаллических руд хорошо извлекаются и цветные металлы: 98-99 % Co; 83-98 % Ni; 74 % Cu при 95-99 % Mn. Хвосты содержат менее 0,02 % Mn, 0,002 % Co, 0,13 % Ni, 0,11 % Cu и 44 % Fe. В результате возможно получение марганцевого, медно-никеле-кобальтового и железного концентратов.

Выщелачивание ЖМК водным раствором соляной кислоты с нейтрализацией её избыточной концентрации введением карбонатной марганцевой руды позволяет получить извлечение цветных металлов в раствор 99,80 – 99,88 % и до 95,4 % Mn.

Библиографический список

1. Литвинцев Э.Г. Разработка эффективных способов обогащения и переработки окисленных и карбонатных руд марганца месторождений России / Э.Г. Литвинцев, Л.П. Тягунов, Е.С. Бронницкая, Е.Г. Ожогин // Сб. научн. трудов «Состояние марганцеворудной базы России и вопросы обеспечения промышленности марганцем. – Красноярск, 2001. – С. 138–142.
2. Ремизов, В.И. Опыт получения марганцевого химического концентрата с низким модулем P/Mn методом микробиологического извлечения марганца / В.И. Ремизов, И.Е. Саратов, В.А. Юрченко // Новые технологические решения по обесфосфориванию марганцеворудного сырья: тез. докл. Всесоюз. семинара. – Кривой Рог, 1988. – С. 15–16.
3. А.с. 499338 СССР. Способ извлечения марганца из марганцевых руд / Ю.С. Бабенко, Е.Ф. Григорьев, Г.И. Тарыгина и др. – Оpubл. 1977, Бюл. № 2.
4. Первый опыт промышленной добычи и первичного обогащения железомарганцевых конкреций Балтийского моря / Е.И. Малов, А.Л. Катков, Т.Т. Свенцицкий и др. // Состояние марганцеворудной базы России и вопросы обеспечения промышленности марганцем: материалы Второй Всерос. науч.-техн. конф. / под общ. ред. Л.А. Смирнова. – Красноярск, 2001. – С. 145–153.
5. Первый опыт промышленного передела железомарганцевых конкреций Финского залива / Е.И. Малов [и др.] // Состояние марганцеворудной базы России и вопросы обеспече-

ния промышленности марганцем: материалы Второй Всерос. науч.-техн. конф. / Под общ. ред. Л.А. Смирнова. – Красноярск, 2001. – С. 188–193.

6. Клименко, Н.Г. Анализ современного состояния переработки колчеданных руд / Н.Г. Клименко, Р.А. Кизимов. – М.: ВИЭМС, 1987.

7. Об использовании марганцевых руд Усинского месторождения / Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Прошунин И.Е. // Изв. вуз. Черная металлургия. 2009. №10. С.16-17.

8. Толстогузов Н. В. Вопросы качества кальций-хлоридного концентрата / Н. В. Толстогузов, И. А. Селиванов, И. Е. Прошунин // Металлургия марганца. – Тбилиси, 1986. – С. 46 – 47.

9. Обогащение полиметаллических марганецсодержащих руд и рациональное использование полученных концентратов / О. И. Нохрина, И. Д. Рожихина, И. Е. Прошунин, И. Е. Ходосов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2015. – Т. 58, № 5. – С. 309 – 31

УДК 669.046.01

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ВАНАДИЯ ИЗ КОНВЕРТЕРНОГО ВАНАДИЕВОГО ШЛАКА ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКЕ СТАЛИ

Голодова М.А., Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Рыбенко И.А.

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

Аннотация. Представлены результаты термодинамического моделирования, лабораторных и промышленных опытов процесса легирования стали ванадием из конвертерного ванадиевого шлака. Доказано, что стабильный процесс извлечения ванадия из конвертерного ванадиевого шлака возможно реализовать в диапазоне изменения технологических параметров, которые существуют при производстве стали в реальных условиях для каждой отдельной марки.

Ключевые слова: ванадий, конвертерный ванадиевый шлак, внепечная обработка стали, восстановление ванадия.

RESEARCH OF INFLUENCE OF TECHNOLOGICAL PARAMETERS ON EXTRACTION OF VANADIUM FROM CONVERTER VANADIC SLAG IN EXTRA-FURNACE STEEL PROCESSING

Golodova M.A., Rogihina I.D., Nohrina O.I., Rybenko I.A.

*Siberian State industrial University
Novokuznetsk, Russia, golodova_ma@mail.ru*

Abstract. Results of thermodynamic modeling are presented, laboratory and industrial trials of process of alloying became vanadium from converter vanadic slag. It is proved that it is possible to realize stable process of extraction of vanadium of converter vanadic slag in the range of change of process parameters, which exist by production of steel in actual practice for each separate brand.

Keywords: vanadium, converter vanadium slag, extra-furnace steel processing, recovery of vanadium.

В связи с возрастанием мощностей технологических агрегатов, увеличением нагрузок на инженерные сооружения, эксплуатацией механизмов и сооружений в экстремальных условиях (пониженная или повышенная температура окружающей среды, высокая сейсмоактивность, повышенная коррозия) к используемым материалам, в первую очередь к стали, предъявляются самые высокие требования. Одним из наиболее эффективных способов по-

вышения качества металла является его дисперсионное упрочнение, позволяющее, при оптимальном подборе типа упрочняющей фазы и ее количества, сочетать высокую прочность с достаточной пластичностью. Такими упрочняющими фазами являются карбиды и карбонитриды ряда элементов, в том числе ванадия. Ванадий является легирующим элементом, вызывающим измельчение зерна, дисперсионное твердение стали и образование совершенной субзеренной структуры.

Однако, в связи с высокой стоимостью феррованадия и ванадиевых лигатур и необходимостью снижения энерго- и материалоемкости производства, решения экологических проблем перспективным направлением в развитии технологии легирования стали ванадием является применение промежуточных продуктов ванадиевого передела (ванадиевый чугун, пентаоксид ванадия, ванадиевый шлак, металлизированные ванадийсодержащие окатыши, ванадийсодержащий металлопродукт), в первую очередь конвертерного ванадиевого шлака.

Процесс карбосиликотермического восстановления ванадия из оксидных систем был подробно рассмотрен в работах [1-9]. Методами термодинамического моделирования с использованием программного комплекса «Терра» и проведенными лабораторными экспериментами была доказана возможность полного восстановления ванадия из конвертерного ванадиевого шлака при ограничении восстановления марганца и титана.

Термодинамическое моделирование процесса легирования стали ванадием при обработке конвертерным ванадиевым шлаком было проведено для процессов, протекающих во время выпуска стали из дуговой печи и последующей обработке на установке ковш-печь при температуре 1873 К и различном содержании углерода в стали, а также различных расходах конвертерного ванадиевого шлака, печного шлака, присаживаемых шлакообразующих. Исследовалось влияние на восстановление ванадия из конвертерного ванадиевого шлака содержания углерода в стали на выпуске из печи, расхода конвертерного ванадиевого шлака и присаживаемых шлакообразующих, а также массы печного шлака, попадающего в ковш.

Полученные зависимости содержания ванадия в металле, приведенные на рисунке 1, от содержания углерода в стали на выпуске и расхода конвертерного ванадиевого шлака имеют экстремумы при содержании углерода в стали до 0,4%. Расчетные данные показали, что при расходе конвертерного шлака до 8 кг/т стали достигается содержание ванадия в металле не менее 0,04% как для высокоуглеродистой, так и для средне- и низкоуглеродистых сталей. Для среднеуглеродистой стали возможно получить содержание ванадия в металле не более 0,09 % при расходе конвертерного ванадиевого шлака до 20 кг/т стали.

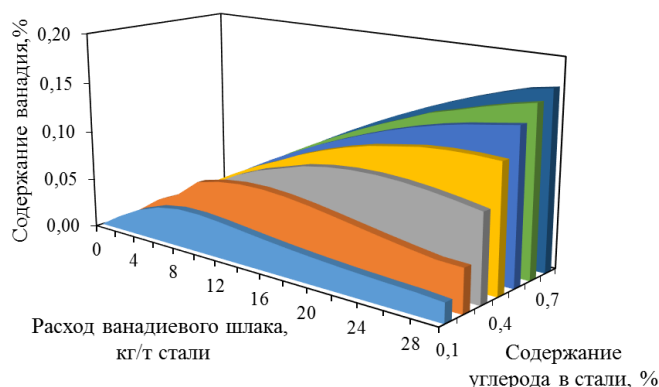


Рисунок 1 – Зависимость содержания ванадия в стали от содержания углерода в стали и расхода конвертерного ванадиевого шлака

Результаты расчетов содержания ванадия в металле от количества попавшего в ковш печного шлака, полученные для среднеуглеродистой стали при постоянном расходе извести 7 кг/т, приведены на рисунке 2. Подобные зависимости существуют для всех исследованных расходов извести (от 5 до 11 кг/т стали).

Анализ полученных зависимостей позволяет сделать вывод, что содержание ванадия в стали уменьшается с увеличением количества печного шлака для всех расходов конвертер-

ного ванадиевого шлака в связи с увеличением общего количества ковшового шлака.

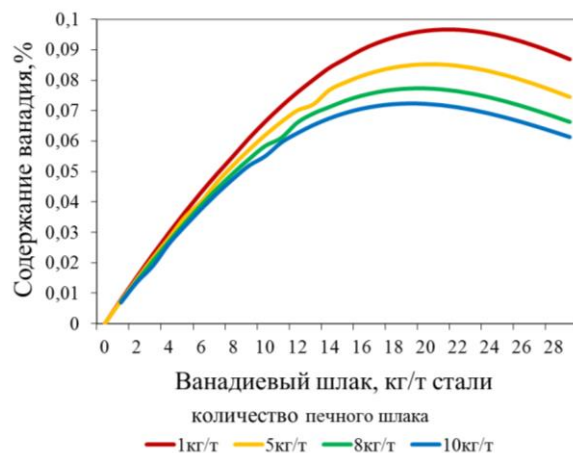
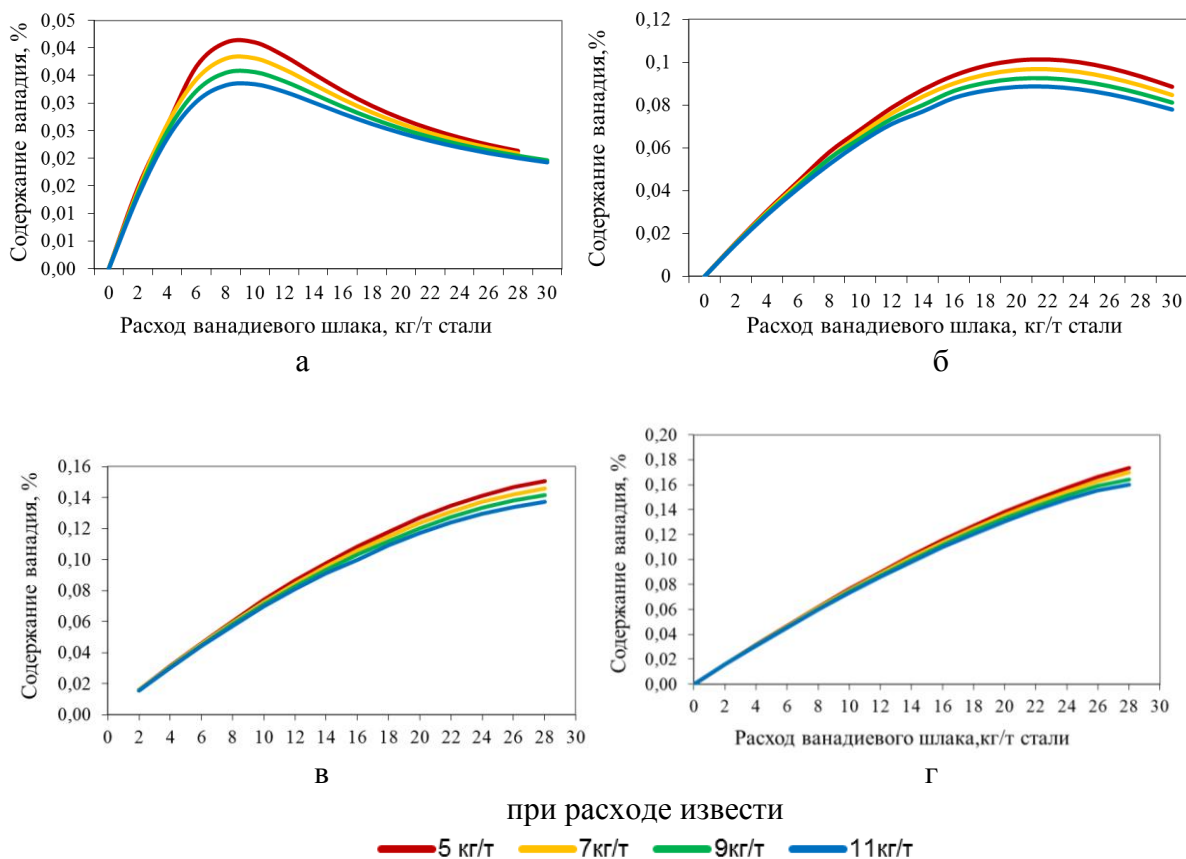


Рисунок 2 – Зависимость содержания ванадия в стали от количества печного шлака и расхода конвертерного ванадиевого шлака

Влияние расхода извести на процесс восстановления ванадия из конвертерного шлака на выпуске исследовалось для низко-, средне- и высокоуглеродистой стали при количестве печного шлака 0,9 кг/т. Полученные зависимости изменения содержания ванадия в металле приведены на рисунке 3.



а – 0,1% [C], б – 0,3% [C], в – 0,5% [C], г – 0,7% [C]

Рисунок 3 – Зависимость содержания ванадия в стали от расходов извести и конвертерного ванадиевого шлака

Как следует из полученных расчетных данных, с увеличением расхода извести содержание ванадия в низкоуглеродистой и среднеуглеродистой сталях уменьшается в связи с увеличением общей массы ковшового шлака и потерями с ним ванадия. Для высокоуглеродистых сталей содержание ванадия в металле от количества извести практически не зависит.

Полученные результаты позволяют сделать вывод, что в условиях выпуска известь в пределах исследованных расходов оказывает влияния на восстановление ванадия из конвертерного ванадиевого шлака только для низко- и среднеуглеродистых сталей.

Выполненные термодинамические расчеты позволили определить теоретический коэффициент извлечения ванадия из конвертерного ванадиевого шлака во время выпуска стали и формирования ковшового шлака. Полученные зависимости этого коэффициента от содержания углерода в стали и количества ванадиевого шлака приведены на рисунке 4.

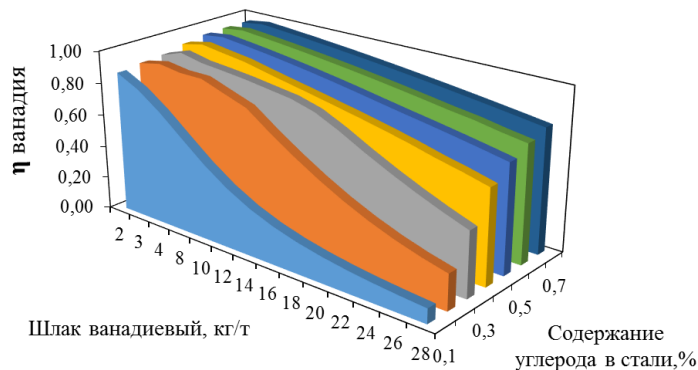


Рисунок 4 - Зависимость коэффициента извлечения ванадия от углерода стали и количества конвертерного ванадиевого шлака

Из полученных результатов следует, что во время выпуска коэффициент извлечения ванадия равен 0,5 при расходе конвертерного ванадиевого шлака 10 кг/т стали, что позволяет получить содержание ванадия в стали 0,04%. Для средне- и высокоуглеродистой стали при таком расходе шлака коэффициент извлечения составляет более 0,9.

Для оценки конечного результата внепечной обработки стали было выполнено термодинамическое моделирование процесса восстановления ванадия из конвертерного ванадиевого шлака с учетом вносимых восстановителей (углерод коксика и кремний ферросилиция).

Расчеты были проведены для следующих дополнительных условий: сталь среднеуглеродистая, расход коксика – от 0 до 2 кг/т стали, расход конвертерного ванадиевого шлака – от 4 до 16 кг/т стали, количество печного шлака – 10 кг/т стали. Результаты показали, что в указанном диапазоне расходов шлака при расходе коксика более 0,6 кг/т стали, содержание ванадия в металле не меняется, при этом коэффициент извлечения ванадия превышает 0,9 при любых расходах шлака.

Анализ зависимостей, полученных при совместном использовании коксика и ферросилиция показал, что содержание ванадия в стали при расходе ферросилиция более 1 кг /т стали не зависит от углерода стали и расхода коксика. При расходе ферросилиция менее 1 кг/т стали этот показатель зависит от углерода стали и практически не зависит от расхода коксика для средне- и высокоуглеродистой сталей. Это связано с тем, что в случае высокоуглеродистой стали масса углерода, вносимая с металлом на выпуске больше массы углерода, вносимой коксиком. Совместное восстановление углеродом и кремнием является более эффективным, чем восстановление одним восстановителем.

С целью подтверждения результатов термодинамического моделирования легирования стали ванадием из конвертерного ванадиевого шлака была проведена серия опытных плавов на печи сопротивления с угольным нагревателем при температуре 1873К. В состав исходных материалов входили углеродистая сталь следующего состава 0,27% С, 0,49% Мп, 0,02% Si, 0,02 %V, конвертерный ванадиевый шлак, восстановители, известь. В качестве восстановителей использовали кристаллический кремний и графит. Из предварительно измельченных и тщательно перемешанных конвертерного ванадиевого шлака и восстановителей были сформированы брикеты. В качестве связующего использовалось жидкое стекло.

Анализ полученного металла показал стабильное содержание ванадия в пробах. Коэффициент извлечения ванадия во всех пробах был близок к единице.

Результаты термодинамического моделирования и лабораторных исследований про-

цесса легирования стали ванадием из конвертерного ванадиевого шлака позволили разработать технологию легирования стали ванадием из конвертерного ванадиевого шлака для следующей схемы получения металла: выплавка полупродукта в ДСП, внепечная обработка на установке ковш-печь, разливка на сортовой МНЛЗ и провести промышленные испытания технологии легирования стали в условиях ЭСПЦ.

Было проведено 18 плавов на ДСП №1 (сифонная система выпуска стали) и 21 плавка на ДСП №2 (эркерная система выпуска стали) в ЭСПЦ ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК». Металл обрабатывали на установках ковш-печь №1 и №2 и разливали на МНЛЗ в заготовку сечением 300х330.

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 плакикового шпата с расчетным количеством ванадийсодержащего шлака. Материалы подавали из совка, подвешенного на кране, после заполнения ковша металлом на 1/4 - 1/3. Далее ковш с металлом направляли на обработку на установку 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. Продолжительность внепечной обработки составляла в среднем 40 мин.

Для микролегирования использовали ванадиевый шлак марки ШИВд-1 (ТУ 14-11-178-86) с содержанием пентаоксида ванадия 17,6 %.

Количество конвертерного ванадиевого шлака, присаживаемого на выпуске, колебалось от 484 до 532 кг на плавку или от 4,3 до 4,9 кг/т (среднее значение 4,5 кг/т). Углерод металла на выпуске изменялся в пределах от 0,1 до 0,35 %. Усредненные показатели плавов составили: расход извести 0,67 кг/т, коксика 0,15 кг/т, кремнийсодержащих материалов в пересчете на ФС75 0,7 кг/т, основность шлака R - 2.

Сравнение результатов промышленных испытаний с результатами термодинамического моделирования провели по содержанию ванадия в металле после обработки (рисунок 5).

Как следует из зависимостей, приведенных на рисунке 5 результаты химического анализа содержания ванадия в металле после обработки на установке ковш – печь близки к расчетным данным, что свидетельствует о достаточной точности выполненных термодинамических расчетов.

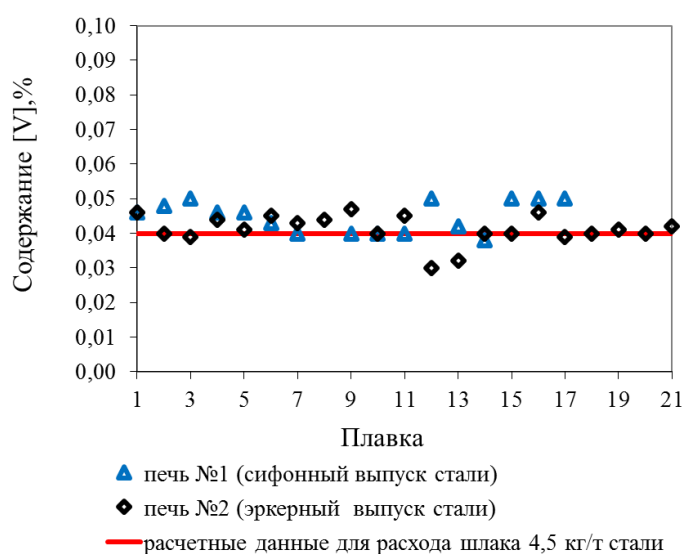


Рисунок 5– Содержание ванадия в металле по расчетным данным и результатам химического анализа

Анализ результатов промышленного опробования показал, что восстановление вана-

дия 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 на установке ковш-печь.

Сравнение этих этапов указывает на то, что основная доля ванадия переходит в металл во время выпуска – 70 – 90%. Лучшие показатели были получены на печи с сифонной системой выпуска стали. Большая высота падения струи металла, значительное перемешивание металла и шлака в ковше обеспечивают лучшие кинетические условия процесса восстановления ванадия по сравнению с сифонной системой выпуска. Таким образом, можно отметить, что на первом этапе усвоение ванадия определяется степенью перемешивания металла и шлака.

Полученные показатели близки к данным проведенных термодинамических расчетов.

Обработка металла на установке ковш - печь обеспечивает полное извлечение ванадия. Сквозной коэффициент извлечения ванадия, усредненный по всем плавкам, близок к 100%.

Стабильный процесс извлечения ванадия из конвертерного ванадиевого шлака возможно реализовать в диапазоне изменения технологических параметров, которые существуют при производстве стали в реальных условиях для каждой отдельной марки.

Библиографический список

1. Голодова М.А. Исследование условий процесса восстановления ванадия и железа из конвертерного ванадиевого шлака [текст] / М. А. Голодова, В. И. Дмитриенко, И. Д. Рожихина, О. И. Нохрина, И. А. Рыбенко // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2011. - № 4. – С. 3 – 5.
2. Нохрина О.И. Углеродосиликотермическое восстановление элементов из оксидов конвертерного ванадиевого шлака [текст] / О. И. Нохрина, И. Д. Рожихина, В. И. Дмитриенко, М. А. Голодова, Ю. А. Ефименко // Известия вузов. Черная металлургия. – Москва : МИСИС, 2014. – № 2. – С. 27-30.
3. Голодова, М. А. Термодинамическое моделирование процесса восстановления элементов конвертерного ванадиевого шлака [текст] / М. А. Голодова, И. Д. Рожихина, О. И. Нохрина, И. А. Рыбенко // «Моделирование и наукоемкие информационные технологии в технических и социально-экономических системах : труды IV Всероссийской научно-практической конференции с международным участием, 12-15 апреля 2016 г.» – Новокузнецк, 2016. – Ч. 1. – С. 112-117
4. Голодова М.А. К вопросу о термодинамическом моделировании процесса восстановления элементов конвертерного ванадиевого шлака [текст] / М. А. Голодова, И. Д. Рожихина, О. И. Нохрина, И. А. Рыбенко // Бюл. Черная Металлургия. – 2016. - № 10. – С. 27 – 34.
5. Голодова М. А. Восстановление элементов конвертерного ванадиевого шлака при внепечной обработке [текст] / М. А. Голодова, И. Д. Рожихина, О.И. Нохрина, И.А. Рыбенко // Современные проблемы электрометаллургии стали : материалы XVII Международной конференции. – Челябинск : ЮУрГУ, 2017. – Ч. 1. – С. 133-139.
6. Рыбенко И.А. К вопросу о совершенствовании технологии обработки стали конвертерным ванадиевым шлаком [текст] / Рыбенко И. А., Голодова М.А., Нохрина О.И., Рожихина И. Д. // Металлургия: технологии, инновации, качество. Металлургия - 2017 : труды XX Международной научно-практической конференции, 15-16 ноября 2017 г.. – Новокузнецк : Издательский центр СибГИУ, 2017. – Ч. 1. – С. 114-118.
7. Голодова М.А. Термодинамическое исследование условий восстановления ванадия из конвертерного ванадиевого шлака на выпуске из печи в ковш [текст] / Голодова М. А., Рожихина И. Д., Нохрина О. И., Дмитриенко В. И. // «Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири (Сибресурс – 19 – 2013)»: Доклады 19-ой международной научно-практической конференции. – Новокузнецк, 2013, – с. 74 – 80 .
8. Голодова М.А. Исследование восстановления марганца и титана из конвертерного ванадиевого шлака [текст] / Рожихина И. Д., Дмитриенко В. И., Рыбенко И.А. // «Металлургия: технологии, управление, инновации, качество»: сб. трудов Всероссийской научно-практической конференции, 9-11 ноября 2011/ под ред. Е.В. Протопопова, - Новокузнецк; изд. центр СибГИУ, 2011, с. 95-98.
9. Голодова М. А. Исследование условий процесса восстановления ванадия и железа из конвертерного ванадиевого шлака / М.А. Голодова, В.И. Дмитриенко, И.Д. Рожихина, О.И. Нохрина, И.А. Рыбенко, «Известия ВУЗов. Черная металлургия», № 4, 2011, с. 3 – 5.

СЕКЦИЯ 2: ФУНДАМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ, ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ: ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО, ОБРАБОТКА ДАВЛЕНИЕМ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА

УДК 621.74

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ВРЕМЕНИ И КОЭФФИЦИЕНТА ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ОТЛИВОК В ПЕСЧАНО-ГЛИНИСТЫХ ФОРМАХ

Деев В.Б.^{1,2,3}, Приходько О.Г.³, Прусов Е.С.⁴, Протопопов Е.В.³, Темлянцев М.В.³,
Куценко А.И.³, Mei Shunqi¹, Ри Э.Х.⁵, Сметанюк С.В.⁶, Пономарева К.В.³, Гаврилов Г.Н.⁷

¹ Уханьский текстильный университет,
г. Ухань, Китай, deev.vb@mail.ru

² Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
г. Москва, Россия, deev.vb@mail.ru

³ Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, prihodko_og@mail.ru, aik_mail@mail.ru, uchebn_otdel@sibsiu.ru,
kiraronomareva525@mail.ru

⁴ Владимирский государственный университет имени Александра Григорьевича
и Николая Григорьевича Столетовых,
г. Владимир, Россия, eprusov@mail.ru

⁵ Тихоокеанский государственный университет,
г. Хабаровск, Россия, erikri999@mail.ru

⁶ ООО «Литмаш»,
г. Шуя, Россия, smetanyuk.sv@mail.ru

⁷ Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева,
г. Нижний Новгород, Россия, gavrilov1109@mail.ru

Аннотация. Разработана математическая модель для расчета коэффициента и времени затвердевания отливок в песчано-глинистой форме, учитывающая основные теплофизические параметры металла отливки и материала формы, условия теплообмена на фронте кристаллизации, на границе «отливка-форма» и на поверхности формы.

Ключевые слова: отливка, время затвердевания, коэффициент затвердевания, условия теплообмена, песчано-глинистая форма

DEVELOPMENT OF A METHOD FOR CALCULATING THE TIME AND COEFFICIENT OF CASTINGS SOLIDIFICATION IN SAND MOLDS

Deev V.B.^{1,2,3}, Prihodko O.G.³, Prusov E.S.⁴, Protopopov E.V.³, Temlyantsev M.V.³,
Kutsenko A.I.³, Mei Shunqi¹, Ri E.H.⁵, Smetanyuk S.V.⁶, Ponomareva K.V.³, Gavrilov G.N.⁷

¹ Wuhan Textile University,
Wuhan, China, deev.vb@mail.ru

² National University of Science and Technology "MISIS",
Moscow, Russian Federation, deev.vb@mail.ru

³ Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russian Federation, prihodko_og@mail.ru, aik_mail@mail.ru,

uchebn_otdel@sibsiu.ru, kiraponomareva525@mail.ru
⁴ *Vladimir State University named after Alexander and Nikolay Stoletovs,*
Vladimir, Russian Federation, eprusov@mail.ru
⁵ *Pacific National University,*
Khabarovsk, Russian Federation, erikri999@mail.ru
⁶ *Litmash LLC,*
Shuya, Russian Federation, smetanyuk.sv@mail.ru
⁷ *Nizhny Novgorod State Technical University,*
Nizhny Novgorod, Russian Federation, gavrilov1109@mail.ru

Abstract. *A mathematical model has been developed for calculating the coefficient and time of castings solidification in sand mold, taking into account the basic thermophysical parameters of the casting metal and mold material, heat transfer conditions at the crystallization front, at the casting-mold interface and on the mold surface.*

Keywords: *casting, solidification time, solidification coefficient, heat transfer conditions, sand mold.*

Введение

В традиционной литейной практике принято описывать процесс затвердевания отливок по закону квадратного корня, определяющему толщину затвердевшей корки:

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

где k - постоянная величина, получившая применительно к литейным процессам название константы затвердевания.

Однако закон квадратного корня нельзя рассматривать как универсальную формулу для расчета затвердевания отливок и слитков. Допущения авторов, исследовавших эту проблему, сводятся к возможности пренебречь неоднородностью температурного поля в отливке и принять форму полуограниченным телом, имеющим с отливкой плотный контакт. Таким образом, использование закона квадратного корня при анализе реальных процессов затвердевания возможно через подгонку коэффициента затвердевания, величина которого у разных авторов даже для одних и тех же материалов формы и отливки варьируется в широких пределах (например, [1-3] и др.). Поэтому расчеты, проведенные по закону квадратного корня, зачастую не совпадают с фактически полученными экспериментальными данными.

В процессе кристаллизации теплофизические параметры материалов отливки и формы непрерывно изменяются и их необходимо учитывать при изучении процесса затвердевания и кристаллизации отливки [4-6]. Ряд теплофизических параметров для расчета по существующим моделям либо приняты постоянными величинами, либо заданы кусочно-постоянной функцией, что не соответствует действительности. Предложенные в литературе регрессионные модели дают правдивые результаты об изучаемом процессе только на определенном типе отливок и при определенных технологических ограничениях. В этой связи поиск направлений совершенствования методов расчета различных показателей процесса затвердевания отливок является актуальной задачей в области литейного производства.

Цель работы заключается в разработке методики расчета времени и коэффициента затвердевания отливок в песчано-глинистой форме, учитывающей основные теплофизические параметры металла отливки и материала формы, условия теплообмена на фронте кристаллизации, на границе «отливка-форма» и на поверхности формы. Данная работа является продолжением многолетних исследований в области моделирования кристаллизации сплавов и затвердевания отливок, выполненных под руководством проф. И.Ф. Селянина [7,8].

Методы

На рисунке 1 дана схема распределения температуры в форме и затвердевающей отливке. Кривую распределения температуры в сечении отливки опишем в виде параболы n -го порядка [9]:

$$\frac{T_{KP} - T_m}{T_{KP} - T_K} = \left(\frac{y}{\varepsilon}\right)^n = \left(1 - \frac{x}{\varepsilon}\right)^n, \quad (2)$$

где T_{KP} – температура кристаллизации сплава (для сплавов, кристаллизующихся в интервале температур – температура ликвидус), К;

T_K – температура контакта на границе «отливка-форма», К;

T_m – температура затвердевшего металла в момент времени τ в точке с координатой y , К;

y – координата, отсчитываемая от фронта затвердевания в направлении к поверхности отливки, м;

ε – толщина затвердевшей корочки, м;

x – координата, отсчитываемая от поверхности отливки в направлении к фронту затвердевания, м.

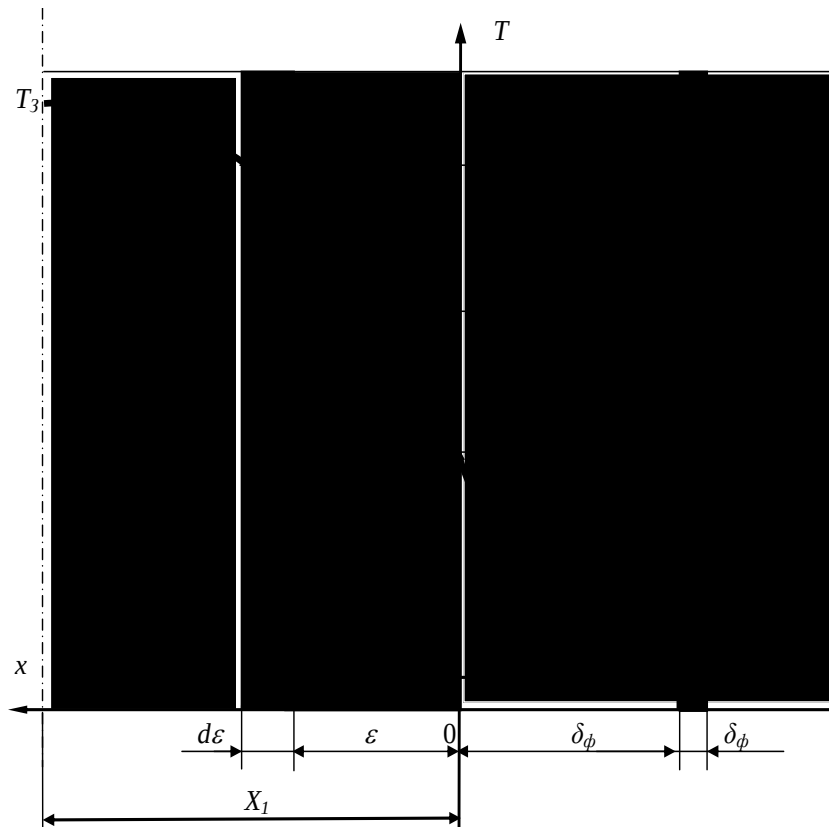


Рисунок 1 - Схема распределения температуры в форме и затвердевающей отливке

В постановке задачи Стефана-Шварца T_K на границе «отливка-форма» остается постоянной в процессе всего периода кристаллизации, следовательно, к поставленной задаче можно применить квазистационарный подход.

Температура контакта T_K на границе «отливка-форма» определяется по формуле, предложенной Н. И. Хворинным [10]:

$$T_K = T_\phi^0 + \frac{T_{KP} - T_\phi^0}{1 + \frac{b_\phi}{b_m}}, \quad (3)$$

где T_ϕ^0 – начальная температура формы, К;

b_ϕ, b_m – коэффициент теплоаккумуляции формы и металла, Вт·с^{0,5}/(м²·К).

$$b_\phi = \sqrt{c_\phi \cdot \rho_\phi \cdot \lambda_\phi}, \quad b_m = \sqrt{c_m \cdot \rho_m \cdot \lambda_m}. \quad (4)$$

Кривую распределения температуры в сечении формы опишем в виде параболы n' -го

порядка:

$$\frac{T_{\phi}^0 - T_{\phi}}{T_{\phi}^0 - T_K} = \left(\frac{z}{\delta_{\phi}} \right)^{n'}, \quad (5)$$

где T_{ϕ} – температура формы в момент времени τ , в точке с координатой z , К;

z – координата, отсчитываемая от поверхности отливки в форму, м;

δ_{ϕ} – толщина прогретого слоя формы, м.

По данным [9], средние значения температур затвердевшей корочки $\bar{T}_M$ для бесконечной плоской отливки

$$\bar{T}_M = \frac{T_K - T_{KP}}{n+1} + T_{KP}, \quad (6)$$

для бесконечной цилиндрической отливки

$$\bar{T}_M = \frac{T_K - T_{KP}}{n+1} \cdot \frac{1 - \frac{\varepsilon/R}{(n+2)}}{1 - \frac{\varepsilon}{2R}} + T_{KP}, \quad (7)$$

для шаровой отливки

$$\bar{T}_M = \frac{T_K - T_{KP}}{n+1} \cdot \frac{1 - \frac{2\varepsilon/R}{(n+2)} + \frac{2(\varepsilon/R)^2}{(n+2)(n+3)}}{1 - \frac{\varepsilon}{R} + \frac{1}{3} \frac{\varepsilon^2}{R^2}} + T_{KP}, \quad (8)$$

где R – приведенный размер отливки, $R = V_0/F_0$ (где V_0 и F_0 – объем и площадь поверхности отливки), введение приведенного размера отливки приводит задачу затвердевания отливки к одномерному варианту;

Из (5) следует, что средние значения температур прогретого слоя формы для бесконечной плоской отливки можно выразить как

$$\bar{T}_{\phi} = \frac{T_K - T_{\phi}^0}{n'+1} + T_{\phi}^0, \quad (9)$$

для бесконечной цилиндрической отливки

$$\bar{T}_{\phi} = \frac{T_K - T_{\phi}^0}{n'+1} \cdot \frac{1 + \frac{\delta_{\phi}/R}{(n'+2)}}{1 + \frac{\delta_{\phi}}{2R}} + T_{\phi}^0, \quad (10)$$

для шаровой отливки

$$\bar{T}_{\phi} = \frac{T_K - T_{\phi}^0}{n'+1} \cdot \frac{1 + \frac{2\delta_{\phi}/R}{(n'+2)} + \frac{2(\delta_{\phi}/R)^2}{(n'+2)(n'+3)}}{1 + \frac{\delta_{\phi}}{R} + \frac{\delta_{\phi}^2}{3R^2}} + T_{\phi}^0. \quad (11)$$

Толщина нарастающей корочки и толщина прогретого слоя формы изменяются в масштабе приведенного размера; в реальном масштабе их величины будут определяться следующим образом:

$$\varepsilon_l = \varepsilon l / R; \delta_{\phi l} = \delta_{\phi} l / R, \quad (12)$$

где l – действительный размер отливки в направлении теплоотвода, м.

Уравнение теплового баланса при кристаллизации отливки в песчано-глинистой форме имеет следующий вид:

$$L_{KP} \rho_M F_{KP} d\varepsilon + c_M \rho_M F_{KP} d\varepsilon (T_3 - T_{KP}) + c_M \rho_M F_{KP} d\varepsilon (T_{KP} - \bar{T}_M) = \\ = c_{\phi} \rho_{\phi} F_{\phi} d\delta_{\phi} (\bar{T}_{\phi} - T_{\phi}^0) \quad (13)$$

где L_{KP} – теплота кристаллизации металла, Дж/кг;

ρ_M, ρ_{ϕ} – плотность сплава и формовочной смеси, кг/м³;

c_M, c_{ϕ} – теплоемкость сплава и формовочной смеси, Дж/(кг·К);

T_3 – температура заливки сплава,

K, F_{KP}, F_{ϕ} – площади поверхности фронта кристаллизации и прогретого слоя формы, м².

В левой части уравнения (13) записан приход тепла, который складывается из теплоты кристаллизации и теплоты перегрева, теплоты, аккумулированной затвердевшей корочкой металла. В правой части уравнения расход тепла – тепло, затраченное на нагрев слоя формы.

Для учета многомерности задачи введен параметр $F_{KP} \div F_O \div F_{\phi}$, который учитывает растекание теплового потока с фронта кристаллизации (F_O – площадь поверхности отливки). Для бесконечной плоской отливки

$$F_{KP} = F_O = F_{\phi}. \quad (14)$$

Для бесконечной цилиндрической отливки

$$F_{KP} \div F_O \div F_{\phi} = (1 - \varepsilon / R) \div 1 \div (1 + \delta_{\phi} / R). \quad (15)$$

Для шаровой отливки и отливки конечных размеров произвольной формы (плита, цилиндр, шар)

$$F_{KP} \div F_O \div F_{\phi} = (1 - \varepsilon / R)^2 \div 1 \div (1 + \delta_{\phi} / R)^2. \quad (16)$$

Из (2) следует

$$d\delta_{\phi} = b \frac{F_{KP}}{F_{\phi}} d\varepsilon, \quad (17)$$

где b – безразмерный коэффициент, показывающий, во сколько раз для бесконечной плиты толщина прогретого слоя формы δ_{ϕ} больше толщины затвердевшей корочки металла ε , причем

$$b = \frac{L_{KP} \rho_M + c_M \rho_M (T_3 - \bar{T}_M)}{c_{\phi} \rho_{\phi} (\bar{T}_{\phi} - T_{\phi}^0)} \quad (18)$$

Тепловой поток с фронта кристаллизации передается на нагрев формы через затвердевшую корочку металла и прогретый слой формовочной смеси. В соответствии с этим можно записать следующее равенство

$$K_T (T_3 - T_{\phi}^0) F_O d\tau = c_{\phi} \rho_{\phi} F_{\phi} d\delta_{\phi} (\bar{T}_{\phi} - T_{\phi}^0) \quad (19)$$

где

$$\delta_{\phi} = b \cdot \varepsilon$$

K_T – коэффициент теплопередачи для плоской многослойной стенки, Вт/(м²·К):

$$K_T = \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{\varepsilon}{\lambda_M} + \frac{1}{\alpha_2} + \frac{\delta_{\phi}}{\lambda_{\phi}} \right)^{-1}$$

α_1, α_2 – коэффициенты теплоотдачи на фронте кристаллизации, на границе отливка – форма, Вт/(м²·К);

$\lambda_{\phi}, \lambda_M$ – коэффициент теплопроводности формы и металла, Вт/(м·К).

Коэффициент теплоотдачи на фронте кристаллизации определяется следующим образом [1]

$$\alpha_1 = \text{Nu} \cdot \lambda_{жм}/d, \quad (20)$$

где Nu – критерий Нуссельта;

$\lambda_{жм}$ – коэффициент теплопроводности жидкого металла, Вт/(м·К);

d – приведенный характерный размер жидкой части отливки, м.

Таким образом, дифференциальное уравнение для определения времени затвердевания отливок в песчано-глинистых формах имеет вид

$$d\tau = B \cdot b \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{\varepsilon}{\lambda_M} + \frac{1}{\alpha_2} + \frac{b \cdot \varepsilon}{\lambda_{\phi}} \right) \frac{F_{KP}}{F_0} d\varepsilon \quad (21)$$

где B – коэффициент, Дж/(м³·К);

$$B = c_{\phi} \rho_{\phi} \frac{\bar{T}_{\phi} - T_{\phi}^0}{T_3 - T_{\phi}^0} \quad (22)$$

Результаты и обсуждение

Основываясь на осуществленных математических преобразованиях, время затвердевания отливок в песчано-глинистой форме можно определить по формуле:

$$\tau = A_1 \varepsilon + A_2 \varepsilon^2 + A_3 \varepsilon^3 + A_4 \varepsilon^4, \quad (23)$$

где A_1, A_2, A_3, A_4 – коэффициенты, определяемые по выражениям, приведенным ниже.

Для отливки типа «бесконечная плита»

$$\begin{aligned} A_1 &= B \cdot b \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\alpha_2} \right), \text{ с/м}; \\ A_2 &= \frac{B \cdot b}{2} \left(\frac{1}{\lambda_M} + \frac{b}{\lambda_{\phi}} \right); \text{ с/м}^2; \\ A_3 &= 0, A_4 = 0. \end{aligned} \quad (24)$$

Для отливки типа «бесконечный цилиндр»

$$\begin{aligned} A_1 &= B \cdot b \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\alpha_2} \right), \text{ с/м}; \\ A_2 &= \frac{B \cdot b}{2} \left(\frac{1}{\lambda_M} + \frac{b}{\lambda_{\phi}} \right) - \frac{B \cdot b}{2R} \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\alpha_2} \right); \text{ с/м}^2; \\ A_3 &= -\frac{B \cdot b}{3R} \left(\frac{1}{\lambda_M} + \frac{b}{\lambda_{\phi}} \right), \text{ с/м}^3; \end{aligned}$$

$$A_4 = 0. \quad (25)$$

Для отливки типа «шар»

$$\begin{aligned} A_1 &= B \cdot b \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\alpha_2} \right), \text{ с/м}; \\ A_2 &= \frac{B \cdot b}{2} \left(\frac{1}{\lambda_M} + \frac{b}{\lambda_\phi} \right) - \frac{B \cdot b}{R} \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\alpha_2} \right), \text{ с/м}^2; \\ A_3 &= \frac{B \cdot b}{3R} \left[\frac{1}{R} \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\alpha_2} \right) - 2 \left(\frac{1}{\lambda_M} + \frac{b}{\lambda_\phi} \right) \right], \text{ с/м}^3; \\ A_4 &= \frac{B \cdot b}{4R^2} \left(\frac{1}{\lambda_M} + \frac{b}{\lambda_\phi} \right), \text{ с/м}^4. \end{aligned} \quad (26)$$

Преобразуя формулу (23), можно получить выражение для определения толщины затвердевшей корочки при кристаллизации отливок:

$$\varepsilon = \sqrt{(A_1 / \varepsilon + A_2 + A_3 \varepsilon + A_4 \varepsilon^2)^{-1} \sqrt{\tau}}. \quad (27)$$

Формула (27) эквивалентна закону квадратного корня (1). Из этого следует, что константа затвердевания

$$K = \frac{1}{\sqrt{A_1 / \varepsilon + A_2 + A_3 \varepsilon + A_4 \varepsilon^2}}. \quad (28)$$

Время полного затвердевания (τ_3) при идеальном контакте на фронте кристаллизации ($\alpha_1 \rightarrow \infty$) и на границе отливка – форма ($\alpha_2 \rightarrow \infty$) для отливки любой конфигурации с приведенным размером R можно рассчитать по формуле

$$\tau_3 = \frac{Bb}{2 \cdot a} \left(\frac{b}{\lambda_\phi} + \frac{1}{\lambda_M} \right) R^2, \quad (29)$$

где a – коэффициент, зависящий от конфигурации отливки: для бесконечной плиты $a = 1$; для бесконечного цилиндра $a = 3$; для шара $a = 6$.

Коэффициент затвердевания (K) в законе квадратного корня, соответственно, определяется из выражения

$$K = \sqrt{\frac{2 \cdot a \cdot \lambda_M \lambda_\phi}{B \cdot b (b \cdot \lambda_M + \lambda_\phi)}} \quad (30)$$

При определении времени затвердевания отливки сложной конфигурации ее разбивают на элементы, каждый из которых приближается к плите, цилиндру, шару. Анализ конструкции отливок промышленной номенклатуры показывает, что преобладающими из образующих элементов являются плоские стенки, реже встречаются цилиндры или призмы, еще реже шары или кубы.

В начальный период затвердевания толщина нарастающей корочки относительно мала, поэтому процесс можно рассматривать как затвердевание плиты (корка рассматривается как тонкая пластина). Исходя из вышеприведенных формул зависимость толщины затвердевшей корочки у поверхности раздела «отливка-форма» (начало процесса затвердевания отливки) носит линейный характер, так как при $\varepsilon \rightarrow 0$ наиболее значимым членом уравнения (22) окажется член $A_1 \varepsilon$. То есть при $\varepsilon \rightarrow 0$, $\tau = A_1 \varepsilon$. На конечном этапе затвердевания отливки конечных размеров затвердевают как цилиндры, если их ширина (или высота) меньше, чем их длина, либо как шары, если их ширина (или высота) незначительно отличается от их дли-

ны. Это происходит вследствие рассеивания теплового потока, при этом фронт затвердевания в средней части затвердевающей отливки представляет собой поверхность вращения.

Разработанная математическая модель учитывает основные теплофизические параметры металла отливки и материала формы, условия теплообмена на фронте кристаллизации, на границе «отливка-форма» и на поверхности формы, и может быть использована для определения теоретических значений коэффициента и времени затвердевания отливок в песчано-глинистой форме.

Выводы

- Разработана методика расчета времени и коэффициента затвердевания отливок в песчано-глинистой форме.

- Отличительной особенностью методики является возможность учета как теплофизических параметров материала отливки и формы, так и условий теплообмена на фронте кристаллизации, на границе контакта «отливка – форма» и на поверхности формы.

Предложенная методика может быть применима в производственных и научно-исследовательских лабораториях и центрах, занимающихся вопросами получения высококачественных отливок машиностроительного назначения.

Работа выполнена в рамках государственной работы «Организация проведения научных исследований» государственного задания Минобрнауки России в сфере научной деятельности на 2017-2019 гг. (задание No.11.5684.2017/6.7).

Библиографический список

1. Shrewe H. Continuous Casting of Steel, Germany, Stahleisen, 1989.
2. Mehrara H., Santillana B., Eskin D. G., Boom R., Katgerman L. and Abbel G. IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 2011 27 012046.
3. Xiao C., Zhang J. M., Luo Y. and Hu Z. F. Journal of University of Science and Technology Beijing 2012 34(9) 1011-1016.
4. Campbell J. Casting, 2nd ed., Butterworth-Heinemann, Elsevier, 2003.
5. Dantzig J. A. and Rappaz M. Solidification, Taylor & Francis Group, CRS Press, 2009.
6. Stefanescu D. M. Science and Engineering of Casting Solidification, 3rd ed., Springer International Publishing AG Switzerland, 2015.
7. Selyanin I.F., Deev V.B., Belov N.A., Prikhodko O.G. and Ponomareva K.V. Russian Journal of Non-Ferrous Metals 2015 56(4) 434-436
8. Deev V.B., Selyanin I.F., Kutsenko A.I., Belov N.A., Ponomareva K.V. Metallurgist 2015 58(11-12) 1123-1127.
9. Veinik A. I. Theory of Solidification of a Casting [in Russian], Moscow, 1960.
10. Chvorinov N. I. Crystallization and Non-Homogeneity of Steel, Prague: Publishing House of Czechoslovak Academy of Sciences, 1954.

УДК 621.74

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ВРЕМЕНИ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ОТЛИВОК И СЛИТКОВ В МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ ФОРМЕ

**Деев В.Б.^{1,2,3}, Приходько О.Г.³, Прусов Е.С.⁴, Протопопов Е.В.³, Темлянцев М.В.³,
Куценко А.И.³, Mei Shunqi¹, Ри Э.Х.⁵, Базлова Т.А.², Сметанюк С.В.⁶, Сокорев А.А.²**

¹ *Уханьский текстильный университет,
г. Ухань, Китай, deev.vb@mail.ru*

² *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
г. Москва, Россия, deev.vb@mail.ru, tbazlova@mail.ru, sokorev@ic-ltm.ru*

³ *Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, prihodko_og@mail.ru, aik_mail@mail.ru, uchebn_otdel@sibsiu.ru*

⁴ *Владимирский государственный университет имени Александра Григорьевича и Николая Григорьевича Столетовых,*

г.Владимир, Россия, eprusov@mail.ru

⁵ *Тихоокеанский государственный университет,*

г.Хабаровск, Россия, erikri999@mail.ru

⁶ *ООО «Литмаш»,*

г.Шуя, Россия, smetanyuk.sv@mail.ru

Аннотация. Разработана методика расчета времени затвердевания отливок и слитков в металлической форме, учитывающая не только теплофизические свойства материалов отливки и формы, но и условия теплоотдачи на границе «отливка – кокиль», рассеяние теплового потока с фронта кристаллизации на нагрев кокиля и в окружающую среду.

Ключевые слова: отливка, слиток, время затвердевания, металлическая форма

DEVELOPMENT OF A METHOD FOR CALCULATING THE SOLIDIFICATION TIME OF CASTINGS AND INGOTS IN METAL MOLDS

Deev V.B.^{1,2,3}, Prihodko O.G.³, Prusov E.S.⁴, Protopopov E.V.³,
Temlyantsev M.V.³, Kutsenko A.I.³, Mei Shunqi¹, Ri E.H.⁵, Bazlova T.A.²,
Smetanyuk S.V.⁶, Sokorev A.A.²

¹ *Wuhan Textile University,*

Wuhan, China, deev.vb@mail.ru, 1533876320@qq.com

² *National University of Science and Technology "MISIS",*

Moscow, Russian Federation, deev.vb@mail.ru, tbazlova@mail.ru, sokorev@ic-ltm.ru

³ *Siberian State Industrial University,*

*Novokuznetsk, Russian Federation, prihodko_og@mail.ru, aik_mail@mail.ru,
uchebn_otdel@sibsiu.ru*

⁴ *Vladimir State University named after Alexander and Nikolay Stoletovs,*
Vladimir, Russian Federation, eprusov@mail.ru

⁵ *Pacific National University,*

Khabarovsk, Russian Federation, erikri999@mail.ru

⁶ *Litmash LLC,*

Shuya, Russian Federation, smetanyuk.sv@mail.ru

Abstract. A method has been developed for calculating the solidification time of castings and ingots in metal form, taking into account not only the thermophysical properties of materials of the castings and molds, but also the heat transfer conditions at the “casting - mold” interface, the dissipation of the heat flow from the crystallization front to heating the mold and to the environment.

Keywords: casting, ingot, solidification time, metal mold

Введение

Изготовление отливок и слитков гравитационным литьем в металлические формы (кокильное литье) является важным промышленным методом производства высококачественных машиностроительных заготовок [1, 2]. Широкое распространение данного метода в литейной практике обусловлено рядом очевидных преимуществ, к числу которых относятся снижение материалоемкости и массы заготовок, повышение коэффициента использования металла, повышение механических и эксплуатационных свойств литых изделий, увеличение производительности и улучшение условий труда.

Для целенаправленного управления структурой и достижения заданных эксплуатационных характеристик отливок и слитков, затвердевающих в металлических формах, необходимо понимать кинетику процессов, происходящих при затвердевании [3-5]. В этой связи

выбор рациональных технологических параметров литья в кокиль в значительной степени должен основываться на применении надежных расчетно-аналитических методов определения всех значимых физических и теплотехнических параметров, характеризующих процесс затвердевания. При этом одним из наиболее важных параметров является полное время затвердевания отливки или слитка. В частности, подтверждена взаимосвязь времени затвердевания с формированием различных литейных дефектов, к примеру, усадочной пористости в отливках [6]. Вопросам моделирования параметров кристаллизации сплавов и затвердевания отливок посвящены многие исследования, в том числе [7,8], развитием которых и является настоящая работа.

Цель работы состоит в разработке методики расчета времени затвердевания отливок и слитков в металлической форме.

Методы

Экспериментально зафиксировано [9, 10], что при затвердевании отливки в металлической форме температура всех точек системы стремится к определенному уровню, который можно определить как среднюю калориметрическую температуру системы – $\overline{T_K}$ [9]. Средняя калориметрическая температура системы остается постоянной при условии, что потеря теплоты в окружающую среду с поверхности кокиля заметно не влияет на процесс затвердевания. Это возможно в случае, когда масса кокиля m_ϕ значительно выше массы отливки m_o , то есть справедливо для массивного кокиля.

В этом случае уравнение теплового баланса для системы «отливка – кокиль» имеет вид

$$L_{кр} \rho_M V_o + c_M \rho_M V_o (T_3 - T_{кр}) + c_M \rho_M V_o (T_{кр} - \overline{T_K}) = c_\phi \rho_\phi V_\phi (\overline{T_K} - T_\phi^0), \quad (1)$$

где $L_{кр}$ – теплота кристаллизации металла, Дж/кг;

ρ_M, ρ_ϕ – плотность сплава и материала формы, кг/м³;

V_o, V_ϕ – объем отливки и кокиля, м³;

c_M, c_ϕ – теплоемкость сплава и материала формы, Дж/(кг·К);

T_3 – температура заливки сплава, К; $T_{кр}$ – температура кристаллизации сплава, К;

T_ϕ^0 – начальная температура формы, К.

В левой части уравнения записан приход тепла, который складывается из теплоты перегрева, теплоты кристаллизации сплава и теплоты, отданной твердой корочкой при охлаждении от $T_{кр}$ до $\overline{T_K}$; в правой части тепло, идущее на нагрев формы от начальной температуры до средней калориметрической. Из уравнения (1) следует, что средняя калориметрическая температура

$$\overline{T_K} = \frac{L_{кр} \rho_M V_o + c_M \rho_M V_o T_3 + c_\phi \rho_\phi V_\phi T_\phi^0}{c_M \rho_M V_o + c_\phi \rho_\phi V_\phi}, \quad (2)$$

Для реальных отливок, затвердевающих в металлических формах, часто не выполняется условие $m_o \ll m_\phi$, так как происходит охлаждение кокиля за счет теплоотдачи в окружающую среду. Количество теплоты, отведенное с внешней поверхности кокиля, изменяется со временем и может быть рассчитано по формуле

$$Q_{окр} = \alpha_3 F_{нов} (T_{нов} - T_{окр}) \cdot \tau, \quad (3)$$

где α_3 – коэффициент теплоотдачи с наружной поверхности кокиля в окружающую среду, Вт/(м²·К);

коэффициент α_3 оказывает влияние в случае, когда толщина прогретого слоя формы больше либо равна толщине стенки кокиля ($\delta_\phi \geq x_k$);

$F_{нов}$ – площадь наружной поверхности кокиля, м²;

$T_{нов}, T_{окр}$ – температуры наружной поверхности кокиля и окружающей среды, К.

Для отливки в форме бесконечной плиты

$$F_{нов} = F_o; \quad (4)$$

для бесконечного цилиндра

$$F_{нов} = F_o \left(1 + \frac{x_\phi}{R} \right), \quad (5)$$

для шара

$$F_{нов} = F_o \left(1 + \frac{x_\phi}{R} \right)^2, \quad (6)$$

где x_ϕ – толщина стенки кокиля, м.

Таким образом, средняя калориметрическая температура системы «отливка – кокиль» будет снижаться со временем и в момент времени τ будет равна

$$\bar{T}_K^\tau = \frac{L_{кр} \rho_M V_o + c_M \rho_M V_o T_3 + c_\phi \rho_\phi V_\phi T_\phi^0 - Q_{окр}}{c_M \rho_M V_o + c_\phi \rho_\phi V_\phi}, \quad (7)$$

Тепловой поток с фронта кристаллизации расходуется на прогрев кокиля и в окружающую среду через затвердевшую корочку металла. Поэтому можно записать равенство

$$\begin{aligned} K_T F_o (T_3 - T_{окр}) d\tau = \\ = c_\phi \rho_\phi F_\phi d\delta_\phi (\bar{T}_K^\tau - T_\phi^0) + \alpha_3 F_{нов} (T_{нов} - T_{окр}) d\tau, \end{aligned} \quad (8)$$

где α_3 — коэффициенты теплоотдачи от наружной поверхности металлической формы в окружающую среду, Вт/(м²К); K_T — коэффициент теплопередачи для плоской многослойной стенки, Вт/(м²К):

$$K_T = \left(\frac{1}{\alpha_1} + \frac{\varepsilon}{\lambda_M} + \frac{1}{\alpha_2} + \frac{\delta_\phi}{\lambda_\phi} + \frac{1}{\alpha_3} \right)^{-1}, \quad (9)$$

где α_1 – коэффициент теплоотдачи на фронте кристаллизации;

$\delta_\phi = b \cdot \varepsilon$ – толщина прогретого слоя формы для плоской отливки, м. Здесь b – безразмерный коэффициент, показывающий, во сколько раз толщина прогретого слоя формы δ_ϕ больше толщины затвердевшей корочки металла ε .

Коэффициент теплоотдачи на границе «отливка – кокиль» α_2 можно определить из условных термических сопротивлений газового зазора и слоя краски:

$$\alpha_2 = \left(\frac{x_{газ}}{\lambda_{газ}} + \frac{x_{кр}}{\lambda_{кр}} \right)^{-1}, \quad (10)$$

где $\lambda_{газ}$, $\lambda_{кр}$ — коэффициент теплопроводности газовой прослойки и краски, Вт/(мК);

$x_{газ}$, $x_{кр}$ – толщина газовой прослойки и толщина слоя краски, м.

$$x_{газ} = \alpha_m^M (T_{кр} - \bar{T}_M) X_o + \alpha_m^\phi (\bar{T}_\phi - T_\phi^0) X_0, \quad (11)$$

где α_m^M , α_m^ϕ – коэффициенты линейного расширения твердого металла отливки и материала формы, 1/К;

X_0 – толщина стенки отливки в направлении теплоотвода, м.

$$\alpha_3 = Nu \lambda_M / l,$$

где $l = 2r + 2x_{кок}$ – характерный размер системы;

Nu – критерий Нуссельта, характеризующий интенсивность теплообмена соприкосновением.

$$Nu = C_1 (Gr Pr)^{C_2},$$

где C_1 и C_2 – табличные коэффициенты [10], э

Gr – критерий Грасгофа, характеризующий интенсивность свободного движения среды (естественная конвекция),

$$Gr = \frac{gl^3 \rho \Delta T}{\mu T_{cp}}$$

где g – ускорение свободного падения, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$;

ρ – плотность газа, кг/м^3 ;

μ – динамическая вязкость газа, Н с/м^2 ;

$\Delta T = T_{нов} - T_{cp}$ – разность температур поверхности кокиля и окружающей среды, К .

$$Pr = \nu / a_{cp},$$

ν – коэффициент кинематической вязкости среды, $\text{м}^2/\text{с}$;

a_{cp} – коэффициент температуропроводности среды, $\text{м}^2/\text{с}$.

Так как тепло поглощается формой только до ее полного прогрева, то для определения толщины прогретого слоя формы запишем уравнение теплового баланса

$$\begin{aligned} L_{KP} \rho_M F_{KP} d\varepsilon + c_M \rho_M F_{KP} d\varepsilon (T_3 - T_{KP}) + c_M \rho_M F_{KP} d\varepsilon (T_{KP} - \bar{T}_K^\tau) = \\ = c_\phi \rho_\phi F_\phi d\delta_\phi (\bar{T}_K^\tau - T_\phi^0) \end{aligned} \quad (12)$$

В левой части уравнения (12) записан приход тепла, который складывается из теплоты кристаллизации и теплоты перегрева, а также теплоты, аккумулированной затвердевшей корочкой металла. В правой части уравнения расход тепла, представляющий собой тепло, затраченное на нагрев слоя формы. Для учета многомерности задачи вводится параметр $F_{KP} \div F_O \div F_\phi$, который учитывает рассеяние теплового потока с фронта кристаллизации (F_{KP} , F_ϕ — площади поверхности фронта кристаллизации и прогретого слоя формы, м^2 , F_O – площадь поверхности отливки, м^2). Для бесконечной плоской отливки $F_{KP} = F_O = F_\phi$.

Для бесконечной цилиндрической отливки

$$F_{KP} \div F_O \div F_\phi = (1 - \varepsilon / R) \div 1 \div (1 + \delta_\phi / R), \quad (13)$$

где R – приведенный размер отливки, $R = V_0 / F_0$ (где V_0 и F_0 – объем и площадь поверхности отливки).

Для шаровой отливки и отливки конечных размеров произвольной формы (плита, цилиндр, шар)

$$F_{KP} \div F_O \div F_\phi = (1 - \varepsilon / R)^2 \div 1 \div (1 + \delta_\phi / R)^2, \quad (14)$$

С учетом введенного критерия можно выразить толщину прогретого слоя формы как

$$d\delta_\phi = b \frac{F_{KP}}{F_\phi} d\varepsilon, \quad (15)$$

Таким образом, толщина прогретого слоя формы определяется из уравнения (15), при этом

$$b = \frac{L_{KP} \rho_M + c_M \rho_M (T_3 - \bar{T}_K^\tau)}{c_\phi \rho_\phi (\bar{T}_K^\tau - T_\phi^0)}, \quad (16)$$

Результаты и обсуждение

На основе проведенных преобразований получено дифференциальное уравнение для определения времени затвердевания отливок в металлических формах, имеющее для общего случая следующий вид:

$$d\tau = \frac{b \cdot c_\phi \rho_\phi (\bar{T}_K^\tau - T_\phi^0)}{K_T (T_3 - T_{окр}) - \alpha_3 F_{нов} / F_0 (T_{нов} - T_{окр})} \cdot \frac{F_{KP}}{F_0} d\varepsilon, \quad (17)$$

Для отливки типа бесконечной плиты

$$d\tau = \frac{b \cdot c_{\phi} \rho_{\phi} (\bar{T}_K^{\tau} - T_{\phi}^0)}{K_T (T_3 - T_{окр}) - \alpha_3 (T_{нов} - T_{окр})} \cdot d\varepsilon, \quad (18)$$

для отливки типа бесконечного цилиндра

$$d\tau = \frac{b \cdot c_{\phi} \rho_{\phi} (\bar{T}_K^{\tau} - T_{\phi}^0)}{K_T (T_3 - T_{окр}) - \alpha_3 \left(1 + \frac{x_{\phi}}{R}\right) (T_{нов} - T_{окр})} \cdot \left(1 - \frac{\varepsilon}{R}\right) d\varepsilon, \quad (19)$$

для отливки типа шара

$$d\tau = \frac{b \cdot c_{\phi} \rho_{\phi} (\bar{T}_K^{\tau} - T_{\phi}^0)}{K_T (T_3 - T_{окр}) - \alpha_3 \left(1 + \frac{x_{\phi}}{R}\right)^2 (T_{нов} - T_{окр})} \cdot \left(1 - \frac{\varepsilon}{R}\right)^2 d\varepsilon, \quad (20)$$

Разработанные математические модели позволяют учесть при расчете времени затвердевания не только теплофизические свойства материалов отливки и формы, но и условия теплоотдачи на границе «отливка – кокиль», рассеяние теплового потока с фронта кристаллизации на нагрев кокиля и в окружающую среду.

Выводы

- Разработана методика расчета времени затвердевания отливок и слитков в металлической форме.

- Методика учитывает теплофизические свойства материалов отливки и формы, условия теплоотдачи на границе «отливка – кокиль», рассеяние теплового потока с фронта кристаллизации на нагрев кокиля и в окружающую среду.

Работа выполнена в рамках государственной работы «Организация проведения научных исследований» государственного задания Минобрнауки России в сфере научной деятельности на 2017-2019 гг. (задание No.11.5684.2017/6.7).

Библиографический список

1. Major J. and Hartlieb M. *International Journal of Metalcasting* 2009 **3** 43-53.
2. Wang Y., Neff D., Schwam D., Zhu X. and Chen C. *International Journal of Metalcasting* 2013 **7** 25-38.
3. Shepel S.V. and Paolucci S. *Applied Thermal Engineering* 2002 **22(2)** 229-248.
4. Vijayaram T.R., Sulaiman S., Hamouda A.M.S. and Ahmad M.H.M. *Journal of Materials Processing Technology* 2006 **178(1-3)** 29-33.
5. Skrzypczak T., Węgrzyn-Skrzypczak E. and Sowa L. *Applied Mathematics and Computation* 2018 **321** 768-779.
6. Stefanescu D. M. *Science and Engineering of Casting Solidification*, 3rd ed., Springer International Publishing AG Switzerland, 2015.
7. Selyanin I.F., Deev V.B., Belov N.A., Prikhodko O.G. and Ponomareva K.V. *Russian Journal of Non-Ferrous Metals* 2015 **56(4)** 434-436.
8. Deev V.B., Selyanin I.F., Kutsenko A.I., Belov N.A., Ponomareva K.V. *Metallurgist* 2015 **58(11-12)** 1123-1127.
9. Veinik A. I. *Theory of Solidification of a Casting* [in Russian], Moscow, 1960.
10. Balandin G. F. *Fundamentals of the Theory of Casting Formation. Part 1* [in Russian], Moscow, 1979.

МЕЛКОСЕРИЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО ЛИТЫХ ПОРИСТЫХ И КОМПОЗИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ

Князев С.В., Усольцев А.А., Куценко А.И., Куценко А.А., Соколов Б.М.

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

Аннотация. Современное литейное производство должно быть оснащено передовыми технологиями, техникой и материалами, обладать значимым заделом для своего развития в будущем, что немыслимо без перехода на «цифровое» производство, включающее в себя комплексную автоматизацию технологических процессов, цифровой контроль параметров технологии, материалов и качественных показателей готовой продукции методами неразрушающего контроля, а также использования новых литейных материалов, полученных с использованием нанотехнологий.

Ключевые слова: литейное производство, цифровые технологии, управление, нанотехнологии, пористый алюминий, модификатор.

SMALL-SCALE PRODUCTION OF CAST OF POROUS AND COMPOSITE MATERIALS

Knyazev S.V., Usoltsev A.A., Kutsenko A.I., Kutsenko A.A., Sokolov B. M.

*Siberian State industrial University,
Novokuznetsk, Russia, krookia@mail.ru*

Abstract. The Modern Foundry must be equipped with advanced technology, equipment and materials, possess significant experience for their development in the future, that is unthinkable without using "digital production", which includes a comprehensive automation of technological processes, digital control technology, materials and quality of finished products methods non-destructive testing, as well as the use of new foundry materials obtained using nanotechnology.

Keywords: foundry, digital technology, management, nanotechnology, porous aluminum modifier.

Создание нового предприятия должно быть направлено на удовлетворение существующей значимой потребности в обществе, оснащено передовыми технологиями и техникой, обладать значимым заделом для своего развития в будущем. Сделанный Россией выбор на развитие цифровой экономики немыслим без перехода промышленности на «цифровое» производство, включающее в себя комплексную автоматизацию технологических процессов, цифровой контроль параметров технологии, материалов и качественных показателей готовой продукции методами неразрушающего контроля.

К кастомизированному мелкосерийному производству можно отнести литейное производство.

В литейной отрасли преобладают устаревшие технологии, созданные к середине XX века, наблюдается низкий уровень технологического и инновационного развития данного направления.

Создание литейного предприятия требует:

- значительных капитальных затрат на строительство или реконструкцию производственных помещений;
- дорогостоящего оборудования;
- очень высокая энергоёмкость производства литых изделий;
- низкий коэффициента использования металла, высокие припуски на мехобработку,

отсутствие гибкого производства (быстрая переналадка под выпуск новых изделий), жесткие ограничения по номенклатуре выпускаемых изделий в зависимости от выбранных технологий литья;

- высокая ценовая конкуренция;
- жесткие требования со стороны Ростехнадзора и экологов;
- отсутствие квалифицированных кадров в регионе;
- необходимость большого объема оборотных средств;
- длительный срок окупаемости финансовых вложений (8-12 лет).

Литейное производство является неотъемлемой частью производственного цикла в машиностроении. Более половины предприятий машиностроения и оборонно-промышленного комплекса России имеют собственные литейные переделы. Литейное производство как отрасль народного хозяйства, безусловно, требует инноваций. На большинстве предприятий отсутствует единое информационное пространство, с помощью которого все автоматизированные системы управления предприятием, а также промышленное оборудование, производственный персонал могут оперативно и своевременно обмениваться информацией; недостаточна автоматизация и роботизация технологических процессов; на базовом уровне освоены технологии виртуального моделирования и инженерного анализа, что не позволяет осуществлять управление цифровым макетом изделия; отсутствует междисциплинарное моделирование на разных уровнях абстракции (от концептуального проекта до детальной единичной модели); только на одиночных предприятиях используется в производстве PDM-система (система управления данными об изделии) [1,8,9,12].

В настоящее время наиболее перспективным направлением в литейном производстве является внедрение аддитивных и цифровых технологий на всех этапах производства литого изделия. Быстрый рост рынка аддитивных и цифровых технологий – примерно на четверть ежегодно направлен в сторону большей автоматизации в рамках «Индустрии 4.0».

Данные технологии с успехом работают на предприятиях различных отраслей, таких как:

- автомобильная промышленность;
- авиакосмическая промышленность;
- приборостроение;
- военная промышленность;
- медицина (в том числе стоматология);
- ювелирное дело;
- искусство и архитектура.

В рамках созданного предприятия предполагается сформировать коллектив специалистов и ученых, который на практике будет разрабатывать содержание «основополагающих трансформаций» обычного предприятия в цифровое, которое использует информационные технологии в качестве конкурентного преимущества во всех сферах своей деятельности: производстве, бизнес-процессах, маркетинге и взаимодействии с клиентами. При этом создаваемое предприятие будет работать в реальном секторе экономики, производить конечную продукцию, оказывать услуги населению, заниматься обучением и подготовкой кадров для различных сфер цифровой экономики [2, 10].

Одной из проблем современного общества является выполнение ремонта, а именно восстановление исправного состояния и продление ресурса работы техники:

- восстановление изношенных деталей, ремонт и замена которых затруднена или дорогостояща;
- восстановление оригинальных изделий снятых с производства или производимых в других странах.

В обоих случаях наиболее сложным процессом является восстановление деталей полученных литьем.

Второй проблемой является разработка новых и инновационных концептуальных подходов для перевода промышленного предприятия на более высокий технологический уровень – уровень цифрового предприятия.

Малое литейное предприятие является наиболее универсальным полигоном для подобного рода фундаментального и прикладного исследования, т.к. объединяет в себя целый комплекс смежных технологий других производств: плавка и разливка, термообработка, формообразование, химические технологии, порошковая металлургия, автоматизация, контроль качества продукции и др. Первым шагом может и должно быть объединение всего вышеперечисленного в единую информационную инфраструктуру. Для этого ключевым условием является использование системы MDC (Machine Data Collection – сбор машинных данных), которая позволяет собирать данные о работе всех производственных объектов (оборудование, рабочие места основных рабочих, сервисные и контролирующие службы и т. д.) в целях управления малым предприятием и для принятия более оптимальных технологических решений в реальном режиме времени [1,3,11].

Предлагается создать в СибГИУ научно-производственный хозрасчетный инновационный Центр литейных аддитивных и цифровых технологий и производств – кастомизированное мелкосерийное производство. Основными направлениями деятельности Центра должны стать такие направления как:

- производство единичных литых изделий из цветных металлов и чугуна (ЛВМ);
- производство единичных литых изделий из пластмасс и пластика (холодное литье);
- производство композиционных литых заготовок на основе алюминиевых сплавов, в том числе пористых, методом вакуумного всасывания;
- производство уникальных единичных изделий;
- обучение и подготовка кадров для реализации цифровых и аддитивных литейных технологий в промышленности;
- разработка и продвижение цифровых, аддитивных и литейных технологий для потребителей;
- разработка и апробация «трансформаций» операционных моделей в новые цифровые модели для концепции цифрового производства.

Для расширения охвата заказчиков будет использован интернет-магазин кастомизированных продуктов, выполняющий функции приемки первоначального заказа, его цифровой обработки, согласования и отправки готового изделия заказчику – технология «клиент-сервер».

В СибГИУ уже создана база для функционирования Центра, работает центр прототипирования «Форма», отработаны технологии «холодного литья», литья композиционных и пористых заготовок на основе алюминиевых сплавов методом вакуумного всасывания.

Пористый литой алюминий впервые был получен в США Г.Кучеком в 1961 г., он использовался как конструкционный материал для вертолетостроения, однако производство прекратилось из-за конкуренции со вспененным алюминием. Второе рождение пористого литого алюминия произошло в середине 1980 годов одновременно в Японии (С.Нагата, Университет Кюсю), Швейцарии (А.Мортенсен, Федеральный институт технологии в Лозанне) и СССР (Е.Л.Фурман, Уральский политехнический институт). Именно эти люди поняли, что пористый литой алюминий не конкурент вспененного алюминия, а конкурент спеченных из порошков металлов. Кроме того, важным стимулом к развитию технологии в СССР было использование пористого литого алюминия для производства вооружения (глушители стрелкового оружия, активная защита бронетехники). Технология получения пористого алюминия пропиткой на первый взгляд подкупала своей простотой. Однако, как любая новая технология, она изобиловала скрытыми проблемами: дефекты неясного происхождения, крайне низкий коэффициент использования металла, маркетинг. Эти проблемы оказались не по зубам японской и швейцарской науке. В 1990 г. в г. Кировграде было организовано промышленное производство пористого литого алюминия, которое в настоящее время является единственным в мире. Директором ООО «Композиционные материалы» с тех пор является Л.Е.Черный, научным консультантом – ученик Е.Л.Фурмана д.т.н. Финкельштейн А.Б., директором по маркетингу к.т.н. М.Л.Черный [4,5].

В настоящее время, в числе организаций, использующих изделия из пористого алюминия для различных применений, ОАО "Сибнефть", ОАО "Курганхиммаш", ОАО "Транс-

пневматика", ОАО "РААЗ АМО ЗИЛ", ОАО "Салаватгидромаш", ОАО "Пневматика" и многие другие – всего более 300 предприятий в России и за рубежом.

С 2014 года заготовки и изделия из пористого алюминия начал активно предлагать на мировом рынке Китай, например, на сайте Alibaba.com предлагаются анодированная пористая алюминиевая пластина по цене \$2400-4600 за тонну и пористая алюминиевая пластина по цене \$1,3-7,1 за килограмм.

В настоящее время из пористого алюминия получают фильтры газов и жидкостей, пневмоглушители, шумопоглощающие панели, демпферы, барботеры, теплообменники, пламегасители, тепловые трубы, фитили, проникаемы для газа и жидкости защитные корпуса, испарители жидкостей, аэрация жидкостей, вакуумные столы, коллекторы тока в аккумуляторных батареях нового поколения, конструкционные машиностроительные изделия с меньшим весом и температурным расширением, радиаторы охлаждения для электронных компонентов, дизайн объектов в стиле хай-тек и др. (рисунок 1).



Фильтры различной конструкции



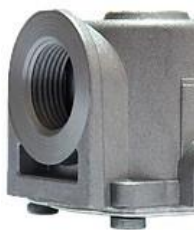
Пневмоглушитель



Теплообменник



Шумопоглощающая панель



Готовое изделие



Радиатор



Проникаемый корпус датчика



Настольная лампа в стиле хай-тек

Рисунок 1 – Изделия из пористого алюминия

Основными преимуществами изделий из пористого алюминия перед аналогами являются:

- Повышенная пористость, определяющая ресурс работы до очистки;
- Очистка – промывка в керосине или обратным током воды, сжатого воздуха.
- Низкое гидравлическое сопротивление, при одинаковых фильтрационных характеристиках.
- Более низкая стоимость.

Уникальные свойства изделий следующие:

- Изделия из пористого алюминия обладают высокой проницаемостью, термостойкостью, грязеемкостью и механической прочностью.
- Прочнее, долговечнее и эффективнее спеченных, сетчатых и полимерных глушителей.

Пористый литой алюминий востребован промышленностью благодаря высокой удельной прочности и коррозионной стойкости. Технология пропитки расплавом водорастворимого наполнителя в настоящее время единственная позволяет получать широкий спектр пористых алюминиевых изделий – от демпферов до фильтроэлементов, любых размеров и конфигурации, сочетающих в одном изделии пористую и монолитную часть [4,5,6,7].

Принципиальная технологическая схема получения изделий из пористого алюминия представлена на рисунке 2.

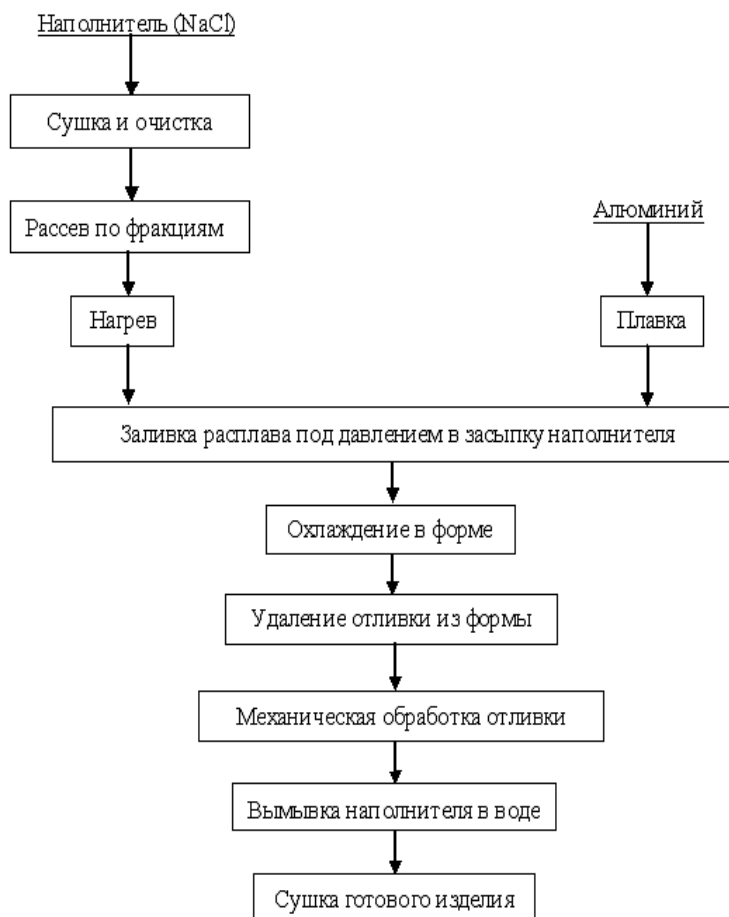


Рисунок 2 – Принципиальная технологическая схема получения изделий из пористого алюминия

Основной проблемой при получении отливок из пористого алюминия является высокий уровень дефектности, не подлежащие заделке. Коэффициент выхода годного находится на низком уровне. Обратное использование пористого алюминия в шихте дает угар порядка 50 %, при этом расплав насыщается пленами.

Традиционное введение наноматериалов в расплав сопряжено с целым рядом трудностей:

- образование конгломерата наночастиц при их механическом вводе в расплав;
- различная плотность наноматериала и расплава и, как следствие, всплывание нано-

порошков при их механическом введении в расплав;

- сложность в технологическом обеспечении равномерности распределения частиц наноматериалов во всем объеме расплава;

- низкая воспроизводимость введения заданной концентрации наноматериалов в жидком расплаве;

- окисление и снижение смачиваемости поверхности наночастиц при высоких температурах;

- присутствие оксидных пленок и шлаков на поверхности расплава;

- невысокая адгезия металлической матрицы с наночастицами;

- необходимость плакирования наночастиц определенными металлами или веществами.

В СибГИУ разработана усовершенствованная технология получения пористых литых заготовок из различных металлов и сплавов с целью их последующего использования для ввода наночастиц в литейные сплавы и последующее получение литых заготовок с уникальным набором свойств:

1. Получение пористой заготовки из маточного сплава с заданными параметрами пористости (рисунок 3).

2. Заполнение пор пористой заготовки наночастицами.

3. Ввод пористой заготовки с наночастицами в жидкий расплав в плавильную печь для получения кускового модификатора (лигатуры) и последующего модифицирования (легирования) с его помощью требуемых литейных сплавов.



Рисунок 3– Пористая заготовка из маточного сплава для ввода в поры ультра- и наноматериалов

Разработанная технология обеспечивает:

- равномерность распределения частиц наноматериалов во всем объеме расплава;

- контролируемую концентрацию наноматериалов в жидком расплаве;

- низкое количество оксидных пленок и шлаков в теле литой заготовки;

- не требует дополнительных технологических приемов для ввода модификатора (лигатуры) непосредственно в расплав.

Технология ввода модификатора в печь, так и в ковш не требует серьезных капитальных затрат на ее внедрение. Технология также применима для ввода в расплав ультра- и мелкодисперсных или иных специфических материалов. Выполненные исследования дают базу для разработки новой группы принципиально новых типов модификаторов и лигатур.

С точки зрения фундаментальных основ литейного производства требуют изучения такие вопросы как наследственное влияние шихты, подвергнутой наномодифицированию, на свойства литейных сплавов, создание высокоэффективных композиций модификаторов и лигатур для литейных сплавов.

Библиографический список

1. Волостнов Б.И. Цифровое машиностроение: принципы создания и перспективы развития интеллектуальных производств//Проблемы машиностроения и автоматизации.- 2018.-№ 1.-С. 4-37.

2. Финкельштейн А.Б. Теория и практика получения пористых отливок из алюминиевых сплавов пропиткой - Режим доступа: <https://dlib.rsl.ru/01004600562> (дата обращения: 27.03.2019).
3. Давыдов С.В. Наномодификатор как инструмент генной инженерии структурного состояния расплава чугуна - Режим доступа: <http://rudocs.exdat.com/docs/index-70430.html> (дата обращения: 27.03.2019).
4. Гостев А. С., Гостева Е. Г., Гулевский В. А. Роль нанопорошков в модифицировании сплавов // Молодой ученый. - 2010. - №11. Т.1. - С. 53-55. - Режим доступа: <https://moluch.ru/archive/22/2245/> (дата обращения: 27.03.2019).
5. Пористый литой алюминий//ООО «Композиционные материалы» - Режим доступа: <http://www.compmat.ru/poristy-litoy-alyuminiy/> (дата обращения: 27.03.2019).
6. Разработка лабораторного оборудования для исследования процессов получения пористых литых заготовок и тонкостенных отливок в вакууме. Князев С.В., Усольцев А.А., Соколов Б.М., Долгополов А.Е. «Проблемы и перспективы разработки инновационных технологий» сборник статей по итогам Международной научно-практической конференции. Оренбург, 2018. С. 33-35.
7. Технология ЛВМ отливок из сплава 30ХГСЛ. Князев С.В., Усольцев А.А., Дмитриенко А.В., Мамедов Р.О. «Проблемы и перспективы развития науки в России и мире» сборник статей по итогам Международной научно-практической конференции. Челябинск, 2018. С. 14-17.
8. Использование современных технологий 3D-моделирования для повышения эффективности литья по выплавляемым моделям. Князев С.В., Усольцев А.А., Куценко А.И., Куценко А.А., Пономарева К.В., Соколов Б.М., Ознобихина Н.В. «Металлургия: технологии, инновации, качество» труды XX Международной научно-практической конференции: в 2 частях. Сибирский государственный индустриальный университет (Новокузнецк), 2017. С. 205-208.
9. Программно-аппаратный комплекс и алгоритмического обеспечения системы анализа дефектности отливок. Князев С.В., Скопич Д.В., Фатьянова Е.А., Усольцев А.А., Чепрасов А.И. «Металлургия: технологии, инновации, качество» труды XX Международной научно-практической конференции: в 2 частях. Сибирский государственный индустриальный университет (Новокузнецк), 2017. С. 184-189.
10. Литье металлов и пластмасс с использованием синтез-мастер-моделей (форм) и аддитивных технологий. Ширяева Л.С., Куценко А.А., Пономарева К.В., Князев С.В., Усольцев А.А. Сборник материалов IX Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых с международным участием "Россия молодая". Конференция проходит при поддержке Российского фонда фундаментальных исследований. Ответственный редактор Костюк Светлана Георгиевна. Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева (Кемерово), 2017. С. 36005.
11. Использование технологий 3D - моделирования при литье по выплавляемым моделям. Князев С.В., Усольцев А.А., Соколов Б.М., Ознобихина Н.В. «Новые технологии в промышленности, науке и образовании» сборник статей по итогам Международной научно-практической конференции. Оренбург, 2017. С. 75-79.
12. Автоматизированная система контроля и управления производством стальных отливок при массовом производстве. Князев С.В., Усольцев А.А., Скопич Д.В., Фатьянова Е.А., Куценко А.И. Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. Сибирский государственный индустриальный университет (Новокузнецк), 2016. № 36. С. 219-229.

ИССЛЕДОВАНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ МАРКИ Э90ХАФ

Симачев А.С., Осколкова Т.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, simachev_as@mail.ru; oskolkova@kuz.ru*

Аннотация. исследованы неметаллические включения рельсовой стали марки Э90ХАФ в разных зонах непрерывно-литой заготовки. Установлено, что в корковой зоне основными неметаллическими включениями являются силикаты железа и алюмосиликаты. В зоне столбчатых кристаллов идентифицированы алюмосиликаты и силикаты железа. В центральной зоне слитка выявлены сульфиды марганца (MnS), силикаты марганца, алюминия и железа.

Ключевые слова: рельсовая сталь, неметаллические включения, оксиды, силикаты, нитриды, сульфиды

RESEARCH OF NON-METALLIC INCLUSIONS OF THE RAILWAY STEEL E90KhAF

Simachev A.S., Oskolkova T.N.

*Siberian State Industrial University
Novokuznetsk, Russia, simachev_as@mail.ru; oskolkova@kuz.ru*

Abstract. This article is devoted to the research of the non-metallic inclusions of the railway steel E90KhAF in different zones of the continuously cast ingots. It is established that in the rim zone the main non-metallic inclusions are silicates of iron and aluminosilicates. In the zone of radial-columnar crystals identified aluminosilicates and silicates of iron. In the central zone of the continuous casting ingot is found sulfides of manganese (MnS), silicates of manganese, aluminum and iron.

Key words: railway steel, non-metallic inclusions, oxides, silicates, nitrides, sulfides

Количество, состав и распределение неметаллических включений – важные показатели качества сталей, определяющие их механические свойства и служебные характеристики. Среди всевозможных способов классификации включений общепризнано разделение их по происхождению и моменту образования. Эндогенные включения образуются при фазово-структурных превращениях в жидкой и твердой стали, а экзогенные привносятся в жидкость извне в результате разрушения футеровки сталеплавильного и разливочного оборудования, захвата частичек шихты, экзотермических смесей и шлаков [1 – 3].

Авторами работ [4 – 6] ранее изучена роль неметаллических включений в рельсовых сталях марок Э76, Э76Ф в процессе горячей пластической деформации. Целью данных исследований явилось получение сведений о неметаллических включениях в зонах непрерывно-литой заготовки (НЛЗ) рельсовой стали марки Э90ХАФ, которые в дальнейшем будут использованы при поиске новых и совершенствовании существующей технологии производства рельсовой продукции.

При исследовании корковой зоны НЛЗ стали марки Э90ХАФ после высокотемпературного кручения рентгенографически выявлено наличие силикатов железа ($\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$), а также включения алюмосиликатов (рисунки 1 – 3).

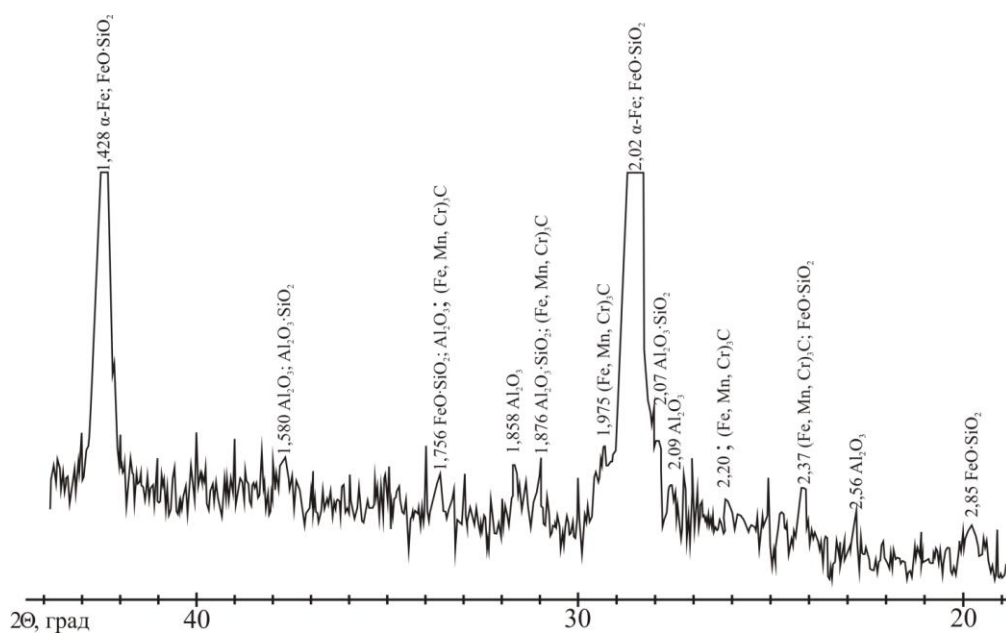


Рисунок 1 – Фрагмент дифрактограммы корковой зоны НЛЗ стали марки 90ХАФ

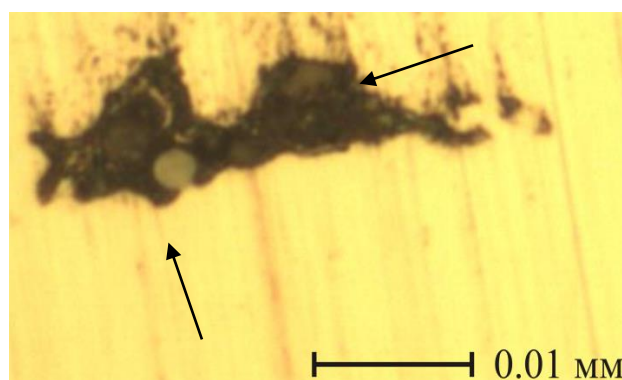


Рисунок 2 – Силикаты железа корковой зоны НЛЗ стали марки 90ХАФ после высокотемпературного кручения

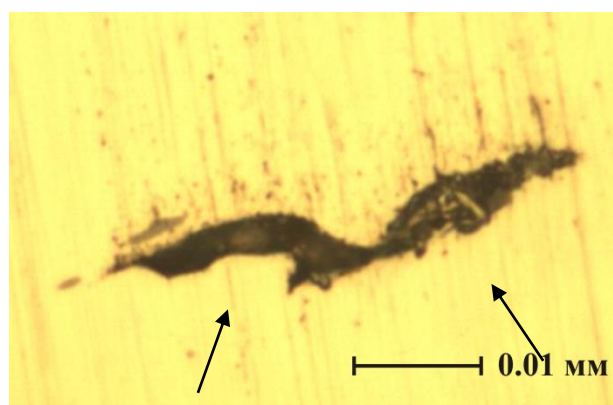


Рисунок 3 – Алумосиликаты корковой зоны НЛЗ стали марки 90ХАФ после высокотемпературного кручения

В зоне столбчатых кристаллов НЛЗ стали марки 90ХАФ после высокотемпературного кручения идентифицированы рентгенографически алумосиликаты (рисунок 4). Металлографические исследования, помимо алумосиликатов (рисунок 5), выявили наличие силикатов железа (рисунок 6).

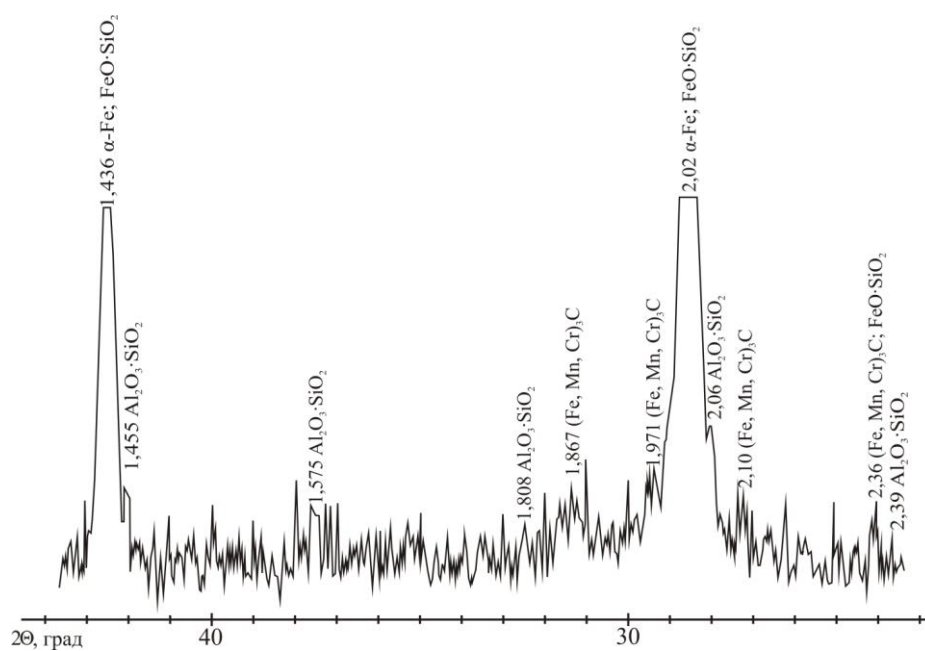


Рисунок 4 – Фрагмент дифрактограммы зоны столбчатых кристаллов НЛЗ стали марки Э90ХАФ

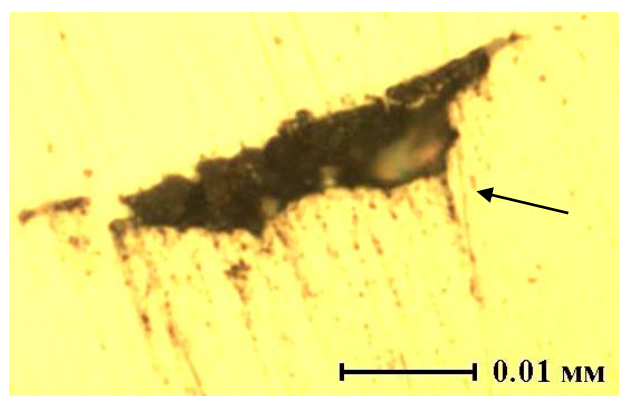


Рисунок 5 – Алумосиликаты в зоне столбчатых кристаллов НЛЗ стали марки Э90ХАФ после высокотемпературного кручения

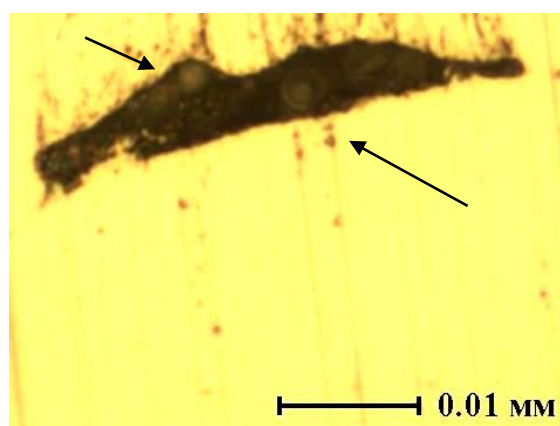


Рисунок 6 – Силикаты железа в зоне столбчатых кристаллов НЛЗ стали марки Э90ХАФ после высокотемпературного кручения

В центральной зоне НЛЗ стали марки Э90ХАФ после высокотемпературного кручения рентгенографически и металлографически выявлены сульфиды марганца (MnS), силикаты марганца, алюминия и железа (рисунок 7 – 9).

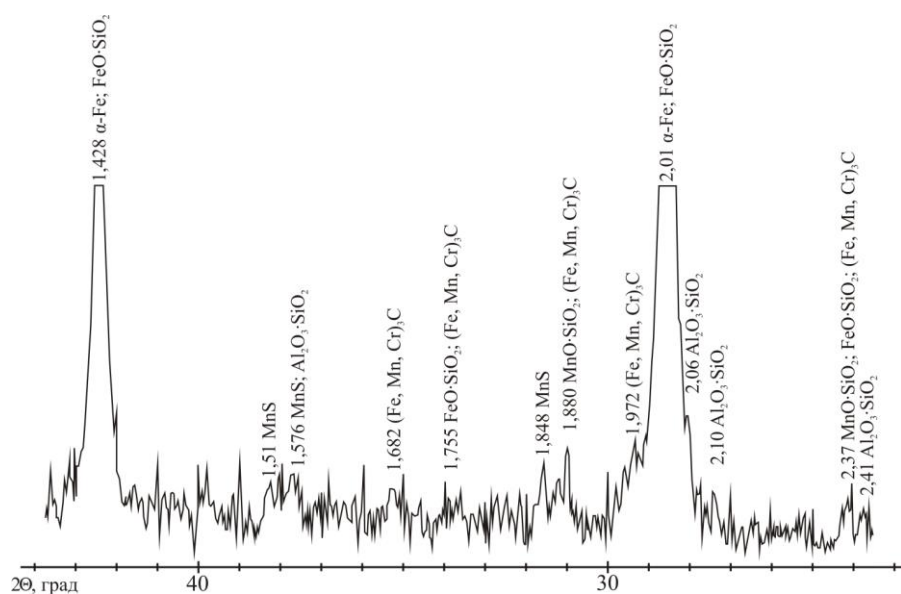


Рисунок 7 – Фрагмент дифрактограммы центральной зоны НЛЗ стали марки Э90ХАФ

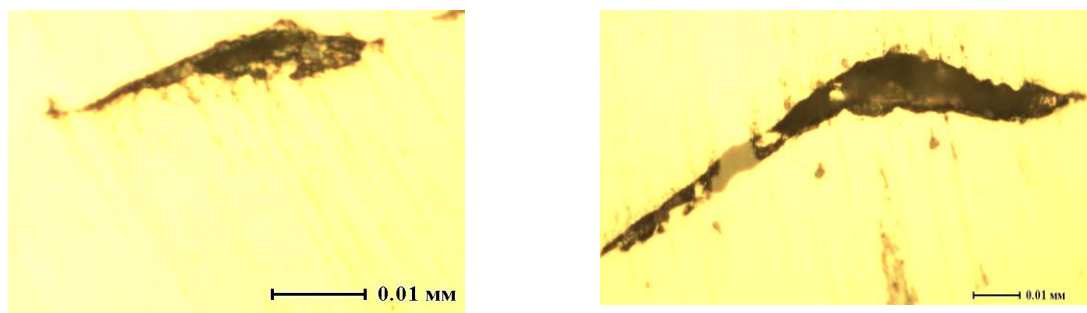
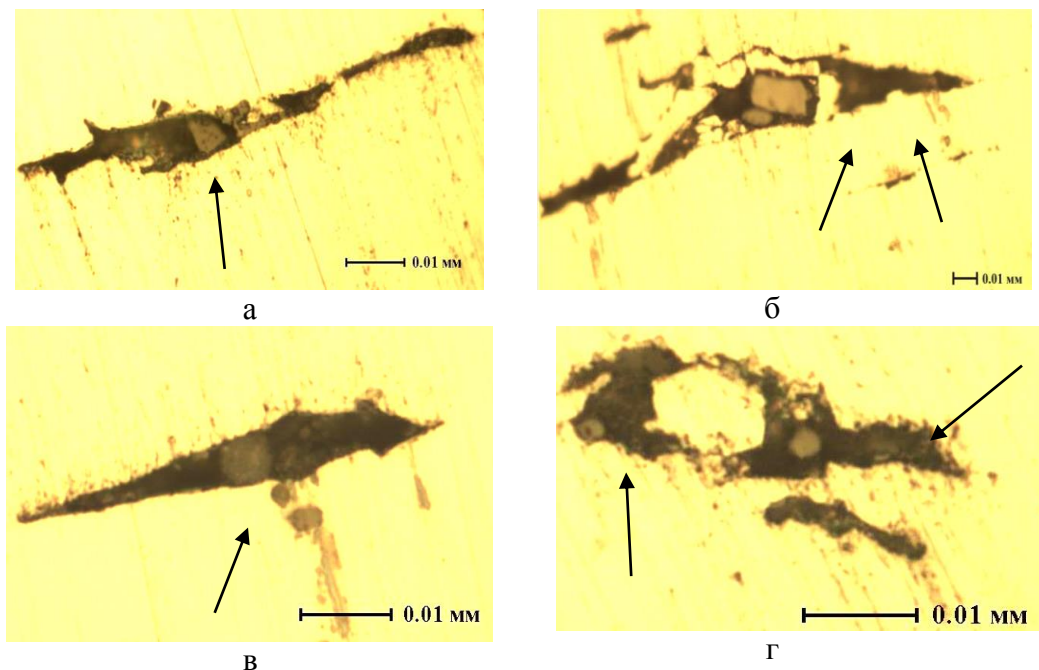


Рисунок 8 – Сульфиды марганца в центральной зоне НЛЗ стали марки Э90ХАФ после высокотемпературного кручения



а, б – силикаты алюминия и марганца; в, г – силикаты железа;

Рисунок 9 – Неметаллические включения центральной зоны НЛЗ стали марки Э90ХАФ после высокотемпературного кручения

Наличие недеформирующихся силикатов алюминия ($\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{SiO}_2$), силикатов железа ($\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$) и марганца ($\text{MnO}\cdot\text{SiO}_2$), в местах нахождения которых могут образовываться нарушения целостности металла (рисунок 2, 3, 5, 6, 8, 9), будут способствовать локализации деформации и снижению показателей степени деформации сдвига.

Неметаллические включения, содержащиеся в стали, представляют собой набор концентраторов напряжений, величина которых зависит от типа и размера включения, температурно-скоростных условий деформации, соотношения физико-механических свойств включения и матрицы стали.

Неоднородность механических свойств стали может быть вызвана не только изменением количества включений, но и изменением их формы. В процессе обработки давлением пластичные силикатные и сульфидные включения вытягиваются в направлении деформации, а недеформирующиеся включения оксидов, силикатов и сложных шпинелей перераспределяются и образуют строчечные скопления, что способствует анизотропии механических свойств, которая проявляется, в основном, в показателях пластичности.

Двухфазные включения, состоящие из силиката и оксида или шпинели, проявляют неоднородную деформируемость. Силикатная фаза хорошо деформируется, вытягиваясь в направлении деформации (рисунки 3; 5), а корунд или шпинель, находясь в силикатной матрице, не деформируется.

Включения большинства оксидов и шпинелей в процессе высокотемпературного кручения хрупко разрушаются. При деформации образовавшиеся осколки включений поворачиваются вдоль оси кручения, при этом сглаживаются в результате сил трения на поверхности раздела.

Многофазные включения проявляют неоднородную деформируемость в зависимости от природы фаз. Они представляют собой частицы оксидов или шпинелей, заключенные в силикатную матрицу (рисунок 3, 5). Последняя пластически деформируется с металлической матрицей стали, а частицы оксидов не деформируются (частицы разрушенных огнеупоров, попавшие в сталь при выплавке), поворачиваются в силикатной матрице в направлении её течения, разрушаясь при высокотемпературной деформации.

Данные наблюдения распределения и поведения неметаллических включений при высокотемпературной пластической деформации не противоречат исследованиям неметаллических включений в сталях Губенко С.И., Старова Р.В., Парусова В.В., Деревянченко И.В. [7 – 10].

Необходимо отметить, что при пластической деформации на межфазных границах «включение-матрица» возникают деформационные и контактные напряжения, обусловленные различной деформируемостью включений и стальной матрицы. Включение и матрица составляют собой систему напряженного (включение) и пластичного (матрица) слоя с дислокациями на межфазной границе [10].

Таким образом, наличие различных видов и форм неметаллических включений в сталях позволяет прогнозировать технологическую пластичность и механические свойства сталей в целом.

Библиографический список

1. Губенко С.И. Трансформация неметаллических включений / С.И. Губенко. – М.: Металлургия, 1991. – 225 с.
2. Старов Р.В. Разработка технологии производства чистой по неметаллическим включениям стали в комплексе дуговая сталеплавильная печь – установка печь-ковш – сортовая МНЛЗ / Р.В. Старов, В.В. Парусов, А.М. Нестеренко // Производство стали в XXI веке. Прогноз, процессы, технология, экология: Материалы Международной научно-технической конференции, Киев. – 2000. – С. 167–168.
3. Старов Р.В. Современная технология подготовки металла к непрерывной разливке / Р.В. Старов, Л.Ф. Литвинов, И.В. Деревянченко // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2003. – № 8. – С. 25–27.
4. Simachev A.S. Influence of Nonmetallic Inclusions in Rail Steel on the High Temperature

Plasticity / A.S. Simachev, M.V. Temlyantsev, T.N. Oskolkova // Steel in Translation. – 2016. – Vol. 46. – № 2. – P. 112 – 114.

5. Симачев А.С. Изучение влияния неметаллических включений на высокотемпературную пластичность непрерывно-литой заготовки рельсовой стали Э76Ф / А.С. Симачев // Сб. науч. тр. IV Междунар. науч.-практич. конф. «Современные инновации в науке и технике». – Курск. – 2014. – Т. 4. – С. 101 – 103.

6. Симачев А.С. Влияние неметаллических включений на высокотемпературную пластичность непрерывно-литой заготовки рельсовой электростали / А.С. Симачев // Международный научно-исследовательский журнал. – 2014. – № 3-2 (22). – С. 63 – 64.

7. Губенко С.И. Трансформация неметаллических включений / С.И. Губенко. – М.: Металлургия, 1991. – 225 с.

8. Старов Р.В. Изменения химического состава неметаллических включений на всех этапах производства стали / Р.В. Старов, И.В. Деревянченко, В.В. Парусов, А.Б. Сычков // Сталь. – 2005. – № 1. – С. 79–82.

9. Добужская А.Б. Изучение состава неметаллических включений в рельсах / А.Б. Добужская, Л.А. Смирнов, Н.В. Мухранов, М.С. Фомичев, Е.В. Белокурова // Сталь. – 2015. – № 7. – С. 82–86.

10. Губенко С.И. Неметаллические включения в стали / С.И. Губенко, В.В. Парусов, И.В. Деревянченко. – Д.: АРТ–ПРЕСС, 2005. – 536 с.

УДК 621.73

МНОГОСТАДИЙНАЯ ПРОТЯЖКА КРУГЛОЙ ЗАГОТОВКИ НА ПЛОСКИХ БОЙКАХ НА ГИДРАВЛИЧЕСКОМ ПРЕССЕ

Перетятко В.Н., Вахман С.А., Филиппова М.В., Юрьев А.Б.

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

Аннотация. В работе проведено исследование деформированного состояния металла при двухстадийной протяжке круглой заготовки на плоских бойках.

Исследования показали, что при первом обжиме круглой заготовки со степенью обжатия $\varepsilon = 14,7\%$ деформация распространяется на всю высоту поковки, при этом имеются зоны с низким значением величины интенсивности деформаций. После второго обжима заготовки со степенью обжатия $\varepsilon = 22,7\%$, происходит накопление интенсивности деформаций по сечению заготовки, площадь зон с затрудненной деформацией уменьшается.

Для проверки адекватности компьютерного моделирования проведено физическое моделирование деформированного состояния металла.

Ключевые слова: ковка, протяжка, деформированное состояние, обжатие, плоские бойки, многостадийная протяжка, компьютерное моделирование протяжки, физическое моделирование.

THE MULTI-STAGE COGGING OF ROUND WORKPIECES IN FLAT DIES ON THE HYDRAULIC PRESS

Peretyatko V.N., Vahman S.A., Filippova M.V., Yurev A.B.

*Siberian State Industrial University
Novokuznetsk, Russia, kafkshp@sibsiu.ru*

Abstract. In this paper, a study on the deformed state of a metal in a two-stage drawing of a round billet on platens has been conducted.

The studies have shown that during the first breaking-down of a round billet with a degree of drafting $\varepsilon = 14.7\%$, the deformation extends to the entire height of the forging, while there are zones with a low value of the deformation intensity. After the second breaking-down of the workpiece with the degree of drafting $\varepsilon = 22.7\%$, the intensity of deformations is accumulated over the section of the workpiece, the area of zones with difficult deformation decreases.

To verify the adequacy of computer simulation, physical modeling of the deformed state of the metal has been carried out.

Key words: Forging, cogging, deformed condition, compression, flat dies, multi-stage cogging, computer simulation of cogging, physical simulation.

Введение

В настоящее время прокатные валки для черновых клетей сортовых станов изготавливаются, как правило, ковкой литых многогранных слитков на гидравлических прессах в плоских или комбинированных бойках [1]. Ковка прокатных валков предусматривает следующие операции: биллетировку слитка, осадку, протяжку и ковку на размер поковки.

Разнообразие масс и размеров прокатных валков, а также использование различных типов кузнечных слитков, приводят к тому, что дляковки каждого типоразмера прокатного валка необходимо разрабатывать отдельную технологиюковки. Приковке прокатного валка основной операцией является протяжка заготовки после осадки биллета, позволяющая получить из литого слитка, поковку высокого качества [2]. При этом протяжка должна обеспечивать соосность ступенчатых поволоков [3], проникновение деформаций в осевую зону заготовки, устранение литой дендритной структуры, и создавать однородную деформированную структуру по всему поперечному сечению поволока. Однородная деформированная структура металла, возникающая в результате равномерного распределения деформаций по сечению поволока, обуславливает однородную зернистость макроструктуры металла, а, следовательно, однородность механических свойств, и их более высокий уровень по сравнению с литым металлом слитка [4,5].

Ранее авторами [6–7] и другими исследователями [8–9] рассматривалась одностадийная деформация круглой заготовки в плоских и комбинированных бойках. Однако анализ одностадийной деформации не дает полную картину протяжки заготовки, так как протяжка круглой заготовки – это многостадийный процесс и на качество поволока также влияет схема кантовок заготовки, от которой зависит перераспределение и накопление местных деформаций по сечению заготовки во времяковки[1].

В настоящее время для оценки напряженно-деформированного состояния металла и проработки осевой зоны заготовки применяют компьютерное моделирование с использованием метода конечных элементов. Однако работы по проверке адекватности компьютерного моделирования, особенно приковке крупногабаритных поволоков за несколько переходов, отсутствуют.

Таким образом, исследование промежуточных стадий протяжки заготовки и проверка адекватности компьютерного моделирования, имеет большой практический интерес для понимания механизмов распределения и накопления деформаций по сечению протягиваемой заготовки и разработки оптимального технологического процесса протяжки заготовки.

Целью работы является исследование проработки осевой зоны поволока «прокатный валок» при двухстадийной протяжки круглой заготовки плоскими бойками.

Проведено исследование протяжки заготовки по схеме круг-квадрат-круг. Рассмотрены два первых обжима биллета с промежуточной кантовкой на 90° для определения величины интенсивности деформаций центральных слоев заготовки.

Методика исследования.

Для анализа проработки осевой зоны, зон интенсивной и затрудненной деформации, а так же количественной оценки величины деформации, поведено компьютерное моделирование процесса двухстадийной протяжки с использованием метода конечных элементов (МКЭ) [10].

При моделировании принят реальный диаметр заготовки и деформирующих бойков в масштабе 1:1, исходя технологического процессаковки поковок типа «прокатный валок». По технологии кузнечного цеха, 7 тонный слиток после биллетировки подвергается продольной осадке до диаметра 850 мм, и последующей протяжке в плоских бойках. Материала заготовки сталь 50, материала бойков сталь 5ХНМ. Ковочное оборудование – гидравлический пресс усилием 20 МН со скоростью перемещения траверсы 60 мм в секунду. Деформирующий инструмент – плоские бойки шириной 400 мм и комбинированные бойки. Температура заготовки составляет 1200°С, температура бойков 300°С.

Двухстадийная протяжка проводится за два обжима. В первом обжиме, круглая заготовка обжимается со степенью обжатия $\varepsilon = 14,7\%$, затем перед вторым обжимом заготовка кантуется на 90° и обжимается со степенью обжатия $\varepsilon = 22,7\%$. В качестве меры деформированного состояния принята скалярная величина интенсивность деформаций ε_i .

$$\varepsilon_i = \frac{2}{\sqrt{3}} \cdot \sqrt{\varepsilon_1^2 + \varepsilon_1 \varepsilon_2 + \varepsilon_2^2}.$$

В силу симметрии полей относительно вертикальных и горизонтальных осей, рассматривается одна четверть заготовки. После этого исследуется качественный характер распределения полей интенсивности деформаций ε_i по сечению поковки.

Для проверки адекватности компьютерного моделирования выполнено физическое моделирование деформированного состояния свинцовой заготовки при её двухстадийном обжатии в плоских бойках. Для экспериментального исследования деформированного состояния круглой свинцовой заготовки после первого и второго обжима использован метод координатной сетки. Обработку результатов измерения деформированной координатной сетки проведено по методике, описанной в работах [6–7].

На рисунке 1а приведена схема *первого обжима* осажённого биллета диаметром 850 мм на плоских бойках. Штрихпунктирной линией показано положение заготовки до её обжима. Оси Z_1 и X_1 являются осями симметрии. Цифрами вдоль осей обозначены точки, где замеряли значения интенсивности деформаций ε_i для построения диаграмм.

На рисунке 1б приведена схема *второго обжима* плоскими бойками после кантовки круглой заготовки на 90 градусов. Оси Z_2 и X_2 являются осями симметрии. После второго обжима ранее деформированной заготовки в плоских бойках замеры и исследование значений интенсивности деформаций ε_i проводятся вдоль осей Z_2 и X_2 , в соответствии со схемой.

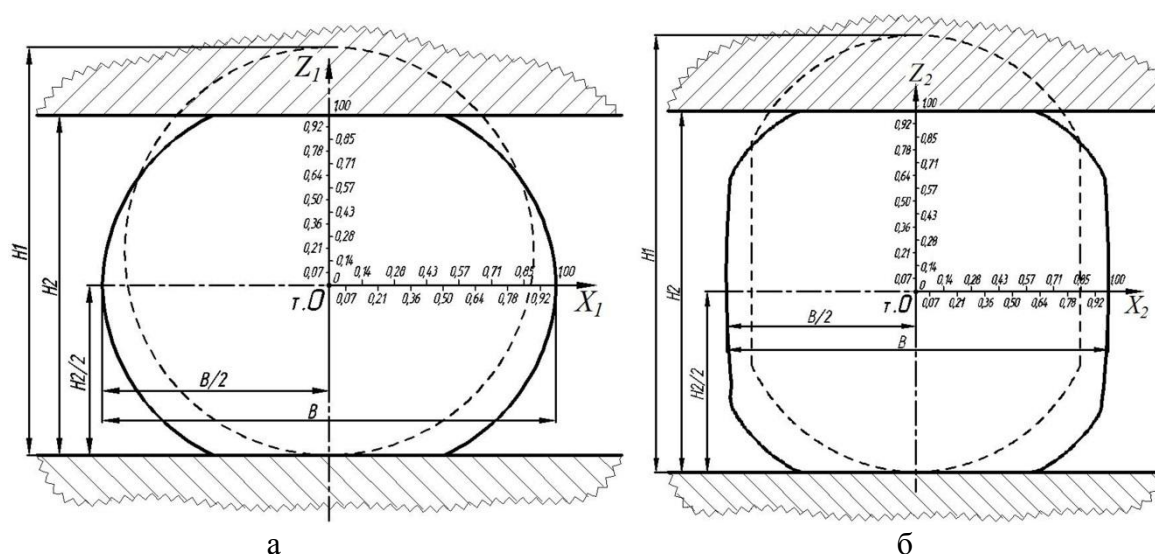


Рисунок 1 – Схема измерения значений интенсивности деформаций ε_i вдоль исследуемых осей при обжиме круглой заготовки в плоских бойках:
а – вдоль осей Z_1 и X_1 , после первого обжима; б – вдоль осей Z_2 и X_2 , после второго обжима

Результаты исследования

По результатам компьютерного моделирования *первого обжима* осаженного билета диаметром 850 мм в плоских бойках со степенью обжатия $\varepsilon = 14,7\%$ построены поля распределения интенсивности деформаций по сечению заготовки, которые представлены на рисунке 2а (левая часть рисунка). При данной степени обжатия поле с максимальными значениями интенсивности деформаций изменяющимися в интервале $0,25 \div 0,29$ имеет пять участков (на рисунке видно два участка, т.к. для исследования берется одна четвертая заготовки). Участок поля, имеющий наибольшую площадь, располагается в осевой зоне заготовки, а остальные четыре участка, имеющие меньшую площадь, располагается ближе к краям заготовки, соприкасающиеся с бойками, но не достигают их. Второе, по величине значений поле интенсивности деформаций, изменяющееся в интервале $0,20 \div 0,25$, распространяется от краёв заготовки соприкасающихся с бойками в сторону вертикальной оси симметрии и горизонтальной оси симметрии, сужаясь в этом направлении и захватывая осевую зону заготовки, поверх поля имеющего максимальные значения интенсивности деформаций. Третье по величине поле со значениями интенсивности деформаций, изменяющимися в пределах $0,15 \div 0,20$, примыкает ко второму полю. Четвертое поле со значениями интенсивности деформаций в пределах $0,10 \div 0,15$, имеют такой же характер распределения по сечению заготовки, как и третье. Поле с минимальными значениями интенсивности деформаций равными $0 \div 0,05$ располагается за зоной действия бойков на заготовку. Максимальное значение интенсивности деформаций в центральной зоне заготовки после первого обжима составляет 0,30.

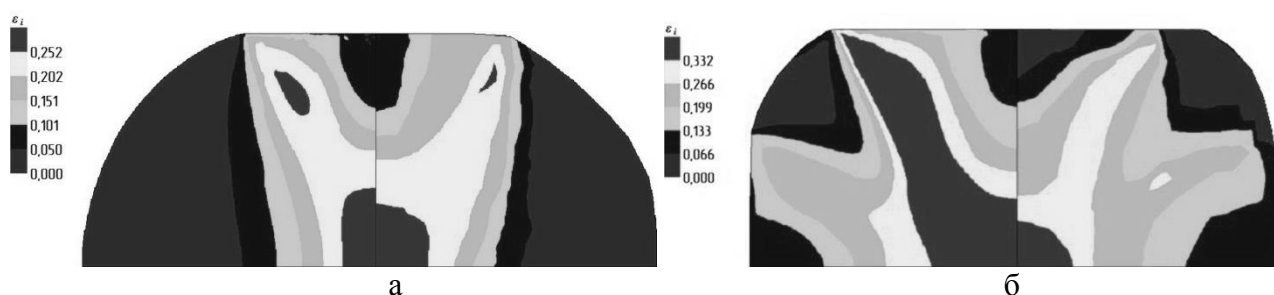


Рисунок 2 – Распределение полей интенсивности деформаций ε_i по сечению заготовок при компьютерном (слева) и физическом (справа) моделировании: а – при первом обжиме круглой заготовки в плоских бойках при степени обжатия $\varepsilon = 14,7\%$; б – при втором обжиме круглой заготовки в плоских бойках при степени обжатия $\varepsilon = 22,7\%$.

По результатам компьютерного моделирования *второго обжима* заготовки в плоских бойках со степенью обжатия $\varepsilon = 22,7\%$ построены поля распределения интенсивности деформаций по сечению заготовки, которые представлены на рисунке 2б (левая часть рисунка). Из рисунка видно, что при данной степени обжатия поле интенсивности деформаций с максимальными значениями в интервале $0,33 \div 0,50$ от краёв заготовки, соприкасающихся с бойками, распространяется в направлении осевой зоны заготовки и захватывает её. Второе по величине значений поле интенсивности деформаций с интервалом $0,26 \div 0,33$, охватывает поле, имеющее максимальные значения интенсивность деформаций. Третье поле со значениями интенсивности деформаций $0,19 \div 0,26$, своим контуром описывает второе по величине значений поле. Так же оно распространяется в горизонтальном направлении от осевой зоны заготовки в сторону заготовки, которая не соприкасается с бойком. Четвертое по величине значений поле интенсивности деформаций с интервалом $0,13 \div 0,19$, своим контуром описывает третье поле. Пятое по величине значений поле интенсивности деформаций со значениями $0,06 \div 0,13$, располагается в середине плоскости соприкосновения заготовки с бойками и по свободным краям заготовки вдоль горизонтальной оси симметрии. Поля с наименьшими значениями интенсивности деформаций $0 \div 0,06$, находятся по краям заготовки не прилегающим к бойкам, и эти поля занимают наименьшую площадь сечения заготовки. Максимальное значение интенсивности деформаций в центральной зоне заготовки после первого и второго

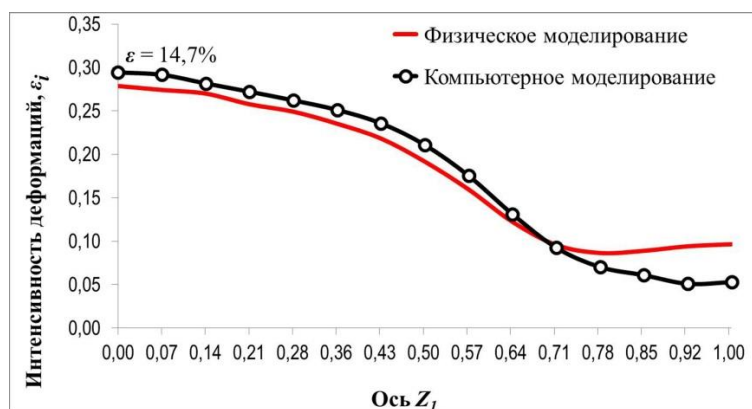
обжима составляет 0,60.

Результаты физического моделирования *первого обжима* круглой заготовки в плоских бойках со степенью обжатия $\varepsilon = 14,7\%$ представлены в правой части на рисунке 2а. Можно отметить хорошее совпадение результатов физического и компьютерного моделирования. Погрешности компьютерного моделирования не превышают 5 %.

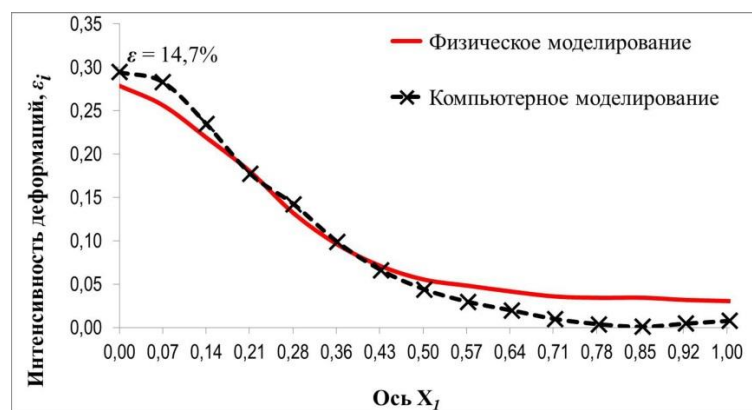
Результатам физического моделирования *второго обжима* круглой заготовки в плоских бойках со степенью обжатия $\varepsilon = 22,7\%$ представлены в правой части на рисунке 2б. Можно отметить удовлетворительную сходимость результатов физического и компьютерного моделирования. Погрешности компьютерного моделирования не превышают 5 %.

На рисунке 3а, показано распределение значений интенсивности деформаций ε_i вдоль вертикальной оси Z_1 после *первого обжима* осажённого биллета диаметром 850 мм при компьютерном и физическом моделировании. Из диаграммы видно, что при данной степени обжатия наибольшие деформации сосредотачиваются в осевой зоне заготовки, и составляет 0,3.

На рисунке 3б, приведено распределение значений интенсивности деформаций ε_i вдоль горизонтальной оси X_1 , после *первого обжима* заготовки при компьютерном и физическом моделировании. Из диаграммы видно, что при данной степени обжатия наибольшие деформации сосредотачиваются в осевой зоне заготовки, а минимальные величины в периферийных зонах заготовки.



а



б

Рисунок 3 – Распределение интенсивности деформаций ε_i вдоль исследуемых осей при компьютерном и физическом моделировании первого обжима заготовки в плоских бойках при степени обжатия $\varepsilon = 14,7\%$: а – вдоль вертикальной оси Z_1 ; б – вдоль горизонтальной оси X_1 .

Сравнивая поля интенсивность деформаций полученные в результате компьютерного и физического моделирования при *первом обжиме* заготовки можно отметить, что характер распределения полей интенсивность деформаций, площадей интенсивности деформаций, интен-

сивности деформаций с минимальными и максимальными значениями по сечению заготовки, при обоих видах моделирования схожи и находится в пределах допустимого отклонения.

По диаграмме, представленной на рисунке 4а, исследовалось распределение значений интенсивности деформаций вдоль вертикальной оси Z_2 после *второго обжима* заготовки при компьютерном и физическом моделировании при степени обжатия $\varepsilon=22,7\%$. Сравнивая распределение значений интенсивности деформаций, вдоль вертикальной оси Z_2 , полученное при физическом и компьютерном моделировании видно, что характер распределения кривых интенсивности деформаций при обоих видах моделирования подобен.

По диаграмме, представленной на рисунке 4б изучалось распределение значений интенсивности деформаций ε_i вдоль горизонтальной оси X_2 , после *второго обжима* заготовки при компьютерном и физическом моделировании при степени обжатия $\varepsilon = 22,7 \%$.

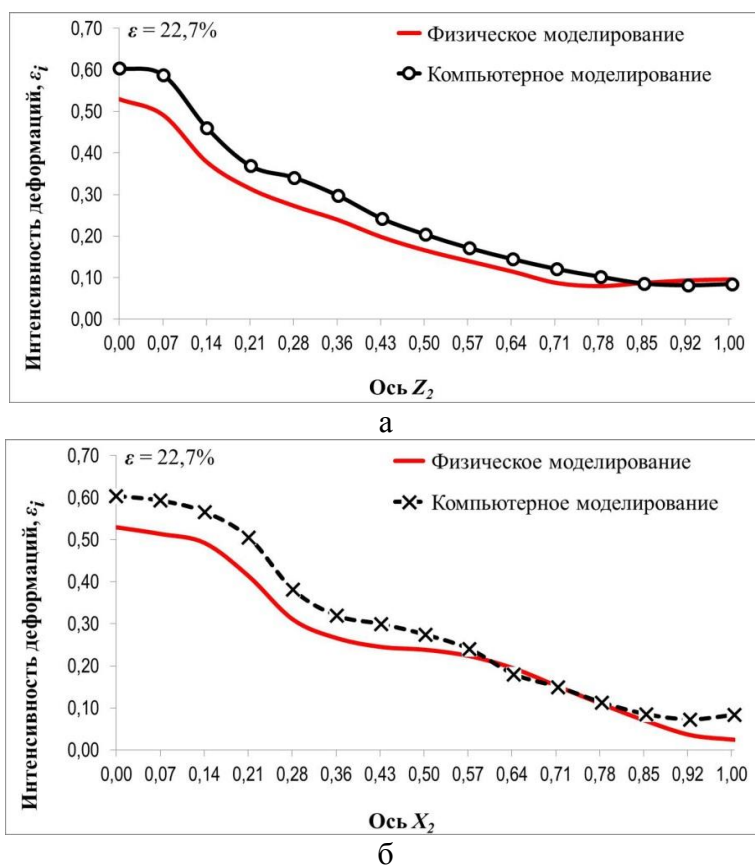


Рисунок 4 – Распределение интенсивности деформаций ε_i вдоль исследуемых осей при компьютерном и физическом моделировании второго обжима заготовки в плоских бойках при $\varepsilon= 22,7\%$: а – вдоль вертикальной оси Z_2 ; б – вдоль горизонтальной оси X_2 .

Сравнивая распределение значений интенсивность деформаций вдоль горизонтальной оси X_2 , полученные при физическом и компьютерном моделировании видно, что характер их схож и подобен, что говорит об адекватности компьютерного моделирования.

Таким образом, сравнивая распределение полей интенсивности деформаций по сечению заготовки, полученное в результате компьютерного и физического моделирования первого и второго обжима круглой заготовки установлено, что они имеют качественное сходство по сечению заготовки. Все поля интенсивности деформаций при компьютерном моделировании совпадают по местоположению, близки по площади и величине значений интенсивности деформаций при физическом моделировании.

Выводы

1. Исследования показали, что при первом обжиме круглой заготовки со степенью обжатия $\varepsilon = 14,7\%$ деформация распространяется на всю высоту поковки, при этом имеются зоны с низким значением величины интенсивности деформаций. После второго обжима за-

готовки со степенью обжатия $\varepsilon = 22,7\%$, происходит накопление интенсивности деформаций по сечению заготовки, площадь зон с затрудненной деформацией уменьшается.

2. Максимальное значение интенсивности деформаций в центральной зоне заготовки после первого и после второго обжима составляет соответственно 0,30 и 0,60, что обеспечивает необходимую проработку центральной зоны поковки.

3. Сравнивая значения величин интенсивности деформаций по результатам компьютерного и физического моделирования, можно отметить, что компьютерное моделирование обеспечивает необходимую точность расчётов и адекватно описывает величину интенсивности деформаций при протяжке металла.

Библиографический список

1. Пименов Г.А. Особенностиковки крупных поковок/ Г.А. Пименов, В.И. Залевский // Кузнечно-штамповочное производство. – 1971. – № 10. – С.4–6.
2. Охрименко Я.М. Возможность повышения качества поковок при протяжке / Я.М. Охрименко, В.А. Тюрин, А.И. Гринюк // Кузнечно-штамповочное производство. – 1970. – № 11. – С. 8–9.
3. Прозоров Л.В. Уменьшение несоосности ступенчатых поковок при протяжке комбинированными бойками / Л.В. Прозоров, Н.П. Дененберг // Кузнечно-штамповочное производство. – 1984. – № 8. – С. 18–21.
4. Унков Е.П. Инженерные методы расчета усилий при обработке металлов давлением / Е.П. Унков. – Москва : Машгиз, 1955. – С. 59.
5. Ковка крупных поковок: результаты исследования технологических режимов / под ред. В.Н. Трубина, И.Я. Тарновского. – Москва ; Свердловск : Машгиз, 1962. – С. 224.
6. Peretyat'ko V.N. Broaching of blanks for forged rollers / V.N. Peretyat'ko, S.A. Vakhman, M.V. Filippova, A.B. Yur'ev // Steel in translation. – 2012. – Vol. 42. Issue 10. pp. 699 – 703.
7. Вахман С.А. Моделирование протяжки заготовок в плоских и комбинированных бойках // Современные научные исследования: инновации и опыт : XII международная научно-практич. конф. Вып. 5 (12), Екатеринбург. 2015. – С. 15 – 20.
8. Сгибнев С.А. Расчет очагов деформации при обжатии круглой заготовки плоскими бойками / С.А. Сгибнев, В.А. Тюрин // Известия вузов. Черная металлургия. – 2000. – № 1. – С. 59.
9. Машеков С.А. Исследование распределения напряженно-деформированного состояния процесса протяжки круглой заготовки в комбинированных бойках / С.А. Машеков, А.Е. Нуртазаев, А.М. Алшынова // Вестник КазНТУ. – 2011. – №5 (87).
10. Галлагер Р. Метод конечных элементов. Основы / Р. Галлагер. – Москва : Мир, 1984. – 428 с.

УДК 621.771.26

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ПЛАСТИЧЕСКИХ И ДЕФОРМАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК РЕЛЬСОВЫХ СТАЛЕЙ, ЛЕГИРОВАННЫХ ХРОМОМ, В ТЕМПЕРАТУРНОМ ИНТЕРВАЛЕ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ*

Уманский А.А.¹, Головатенко А.В.², Симачев А.С.¹, Дорофеев В.В.²

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, umanskii@bk.ru*

²*АО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат»
г. Новокузнецк, Россия*

Аннотация. На основании комплекса экспериментальных исследований для хромистых рельсовых сталей марок Э76ХФ, Э76ХСФ и Э90ХАФ определены и научно-обоснованы основные закономерности влияния температуры горячей прокатки на пластичность, а

также закономерности влияния температуры и скорости деформирования в температурном интервале горячей прокатки на сопротивление пластической деформации. На основании полученных данных разработан новый режим прокатки рельсов в условиях рельсобалочного цеха АО «ЕВРАЗ ЗСМК», внедрение которого позволило значительно повысить качество рельсов и улучшить технико-экономические показатели их производства с экономическим эффектом порядка 120 млн. руб/год.

Ключевые слова: пластичность, деформация, рельсовая сталь, легирование, прокатка, рельсовые профили

CHANGE REGULARITIES OF THE PLASTIC AND DEFORMATION CHARACTERISTICS OF RAIL STEELS ALLOYED WITH CHROMIUM, IN THE TEMPERATURE RANGE OF HOT ROLLING

Umanskii A.A.¹, Golovatenko A.V.², Simachev A.S.¹, Dorofeev V.V.²

¹ «Siberian State Industrial University»,
Novokuznetsk, Russia, umanskii@bk.ru

² «EVRAZ Consolidated West Siberian Metallurgical Plant»,
Novokuznetsk, Russia

Abstract. On the basis of complex experimental studies for chromium rail steel grades Э76ХФ, Э76ХСФ and Э90ХАФ defined and scientifically substantiated the main regularities of the influence of temperature of hot rolling on the ductility and regularities of the influence of temperature and deformation rate in the temperature range of hot rolling on the resistance to plastic deformation. On the basis of the data obtained, a new mode of rolling rails in the conditions of the rail shop of "EVRAZ ZSMK" was developed, the introduction of which allowed to significantly improve the quality of rails and improve the technical and economic performance of their production with an economic effect of about 120 million rubles/year.

Key words: ductility, deformation, rail steel, alloying, rolling, rail profiles

Одной из тенденций развития рельсопрокатного производства в России и мире является повышение степени и сложности легирования рельсовых сталей. Указанная тенденция нашла отражение и в последней, действующей на сегодняшний день, версии государственного стандарта на производство железнодорожных рельсов (ГОСТ Р 51685-2013). Так в указанном стандарте предусмотрены четыре марки рельсовых сталей, легированных хромом дополнительно к ванадию (Э76ХФ), кремнию (Э76ХСФ) и азоту (Э76ХАФ, Э90ЭАФ), а в предыдущей его версии (ГОСТ Р 51685-2000) имелась только одна марка стали, одновременно легированная ванадием и хромом (Э78ХСФ). Также следует отметить значительное (до 2 раз) увеличение предельно допустимого содержания хрома в таких сталях. На АО «ЕВРАЗ ЗСМК», являющемся на сегодняшний день ведущим производителем железнодорожных рельсов в России, в настоящее время в качестве основных сталей для производства железнодорожных рельсов используются стали марок Э76ХФ и Э76ХСФ взамен ранее используемой стали марки Э76Ф.

Анализ литературных данных показывает [1-5], что теоретическое обоснование оптимальных температурных интервалов деформации (при которых пластичность имеет максимальные, а сопротивление деформации минимальные значения) для сложнолегированных сталей значительно затруднено в связи со сложностью и многовариантностью структурных изменений. Причем данная проблема усугубляется применительно к производству рельсовых профилей, поскольку их сложная форма поперечного сечения обуславливает значительную неравномерность деформаций при прокатке.

Таким образом, можно сделать вывод, что определение закономерностей изменения пластичности и сопротивления деформации сложнолегированных рельсовых сталей вновь осваиваемого сортамента от температуры прокатки является на сегодняшний день актуальной задачей.

В рамках представленной работы в качестве объекта исследований по определению

пластичности и сопротивления деформации использовали непрерывнолитые заготовки сечением 300×360 мм плавок текущего производства электросталеплавильного цеха АО «ЕВРАЗ ЗСМК». Отбор проб проводили непосредственно с поверхности заготовок, а также на глубине 50 мм, 75 мм и 110 мм от поверхности заготовок с целью получения максимальной информации о пластических и деформационных характеристиках стали в различных зонах непрерывнолитой заготовки. Известно, что для непрерывнолитых заготовок характерно трехзонное строение, включающее в себя приповерхностную корковую зону, зону столбчатых кристаллов и центральную зону. По фактическим данным анализа структуры исследуемых заготовок глубина корковой зоны составляет порядка 15-25 мм, зоны столбчатых кристаллов – 50-60 мм, остальной объем занимает центральная зона. То есть для анализа использовали образцы из всех трех зон непрерывнолитых заготовок.

Исследования пластичности проводили для образцов стали Э76ХФ, а исследования сопротивления деформации – для стали Э76ХСФ, что обусловлено практически аналогичным химическим составом данных марок стали согласно требований ГОСТ Р 51685-2013 (различия имеются только в интервалах изменения допустимого содержания кремния и хрома, при этом указанные диапазоны перекрываются) и незначительными отличиями фактического химического состава анализируемых плавок текущего производства.

Для исследования пластичности использовали метод горячего кручения в температурном интервале 900-1200 °С, при этом в качестве критерия пластичности приняли степень деформации сдвига. Исследования сопротивления пластической деформации проводили на установке «Gleeble System 3800» методом горячей осадки в температурном интервале 900-1150 °С при скоростях деформации 1 с⁻¹ и 10 с⁻¹.

Металлографические исследования образцов рельсовой стали проводились с использованием оптического микроскопа «OLYMPUS GX-51» и сканирующего электронного микроскопа «TESCAN MIRA 3 LMH» с автоэмиссионным катодом Шоттки, для определения фазового состава применяли рентгеновский дифрактометр Shimadzu XRD-6000.

По полученным данным пластичность приповерхностного и расположенного на глубине 50 мм слоев непрерывнолитой заготовки рельсовой стали Э76ХФ от температуры деформации имеют сложный характер (рисунок 1): в начале указанного температурного интервала деформации (при повышении температуры от 900 до 1000 °С) пластичность интенсивно возрастает, затем при дальнейшем увеличении температуры происходит заметное ее снижение с минимальным значением при температурах порядка 1025-1050 °С, после чего пластичность резко увеличивается, достигая максимальных значений при 1100 °С, а в конце рассматриваемого температурного интервала (1100-1200 °С) происходит плавное снижение пластичности.

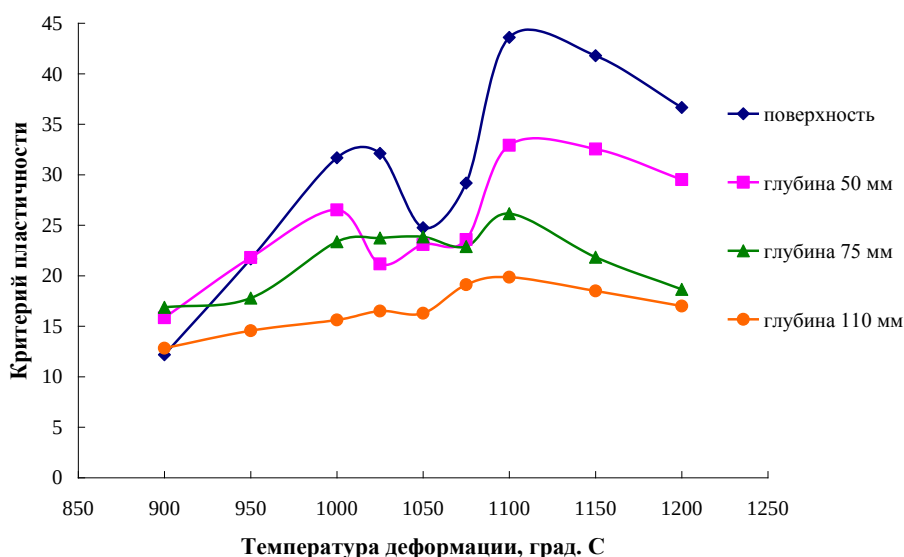


Рисунок 1 – Зависимость пластичности непрерывнолитых заготовок рельсовой стали Э76ХФ от температуры деформации

Полученные экспериментальные данные свидетельствуют об отсутствии резких изменений пластических свойств непрерывнолитых заготовок стали Э90ХАФ и отсутствии «провала» пластичности (рисунок 2), зафиксированного для стали марки Э76ХФ, что, обусловлено значительно меньшим содержанием хрома. Также можно отметить, что абсолютные значения пластичности для стали Э90ХАФ ниже по сравнению со сталью Э76ХФ, что, в первую очередь, связано с более высоким содержанием углерода.

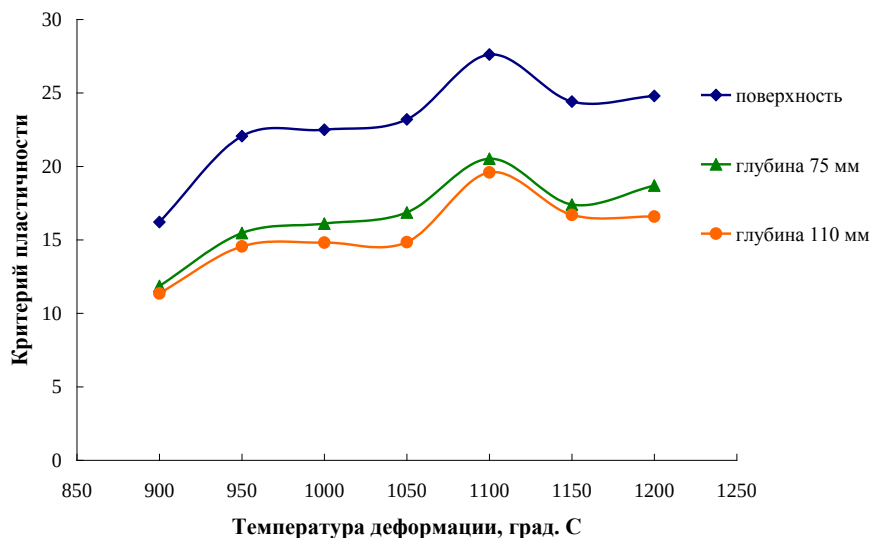
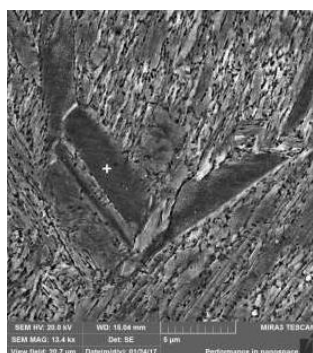


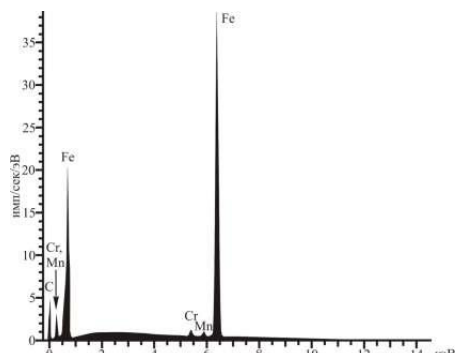
Рисунок 2 – Зависимость пластичности непрерывнолитых заготовок рельсовой стали Э90ХАФ от температуры деформации

Следует отметить, что по результатам ранее проведенных исследований пластичности непрерывнолитых заготовок рельсовой стали марки Э76Ф [6] также не было зафиксировано снижения пластичности при температурах порядка 1050 °С. Влияние хрома на пластичность подтверждено результатами металлографических и рентгеноструктурных исследований образцов стали Э76ХФ: на границах зерен обнаружены карбиды цементитного типа $(Fe, Mn, Cr)_3C$ – рисунок 3. Указанные карбиды при температурах до 1050 °С полностью не растворяются в аустените и препятствуют росту степени деформации сдвига, то есть, по сути, снижают пластичность стали.

По результатам исследований также можно отметить общую тенденцию для обеих рассматриваемых сталей к снижению пластичности по мере удаления от поверхности к центральной зоне (рисунки 1, 2), что обусловлено различием в величине зерна. Так, по полученным данным в приповерхностном слое средний диаметр зерен в 1,3-2,1 раза меньше по сравнению с центральной зоной заготовок, и, при этом имеет место тенденция к повышению различия в размерах зерен с увеличением температуры деформации.



а



б

Рисунок 3 – Карбиды цементитного типа в стали марки Э76ХФ:
а – микроструктура стали; б – распределение элементов в карбидной фазе

На основании исследований сопротивления пластической деформации установлено, что повышение температуры деформации рельсовой стали Э76ХСФ обуславливает снижение данного показателя (рисунок 4). Также имеет место уменьшение сопротивления деформации по мере удаления от поверхности к центральной зоне непрерывнолитых заготовок, что, как показано выше, обусловлено увеличением размера зерна. Установлено значимое влияние повышения скорости деформирования на увеличение сопротивления деформации (рисунок 4), что обусловлено ускорением процессов упрочнения, реализующихся за счет повышения плотности дислокаций и точечных дефектов, при практически неизменной скорости противодействующих процессов разупрочнения [7-9].

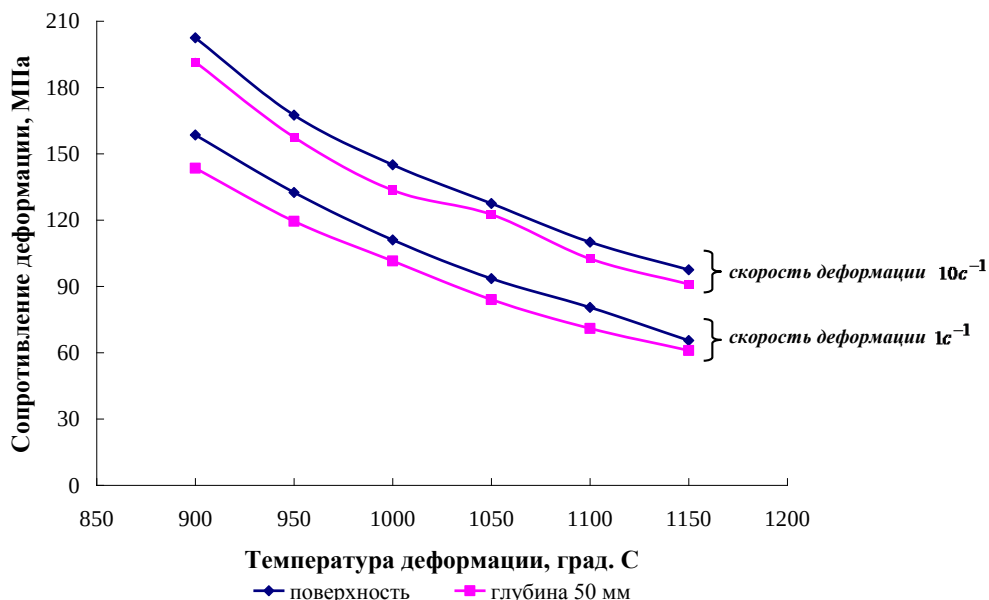


Рисунок 4 – Зависимость сопротивления деформации непрерывнолитых заготовок рельсовой стали Э76ХСФ от температуры деформации

С использованием полученных экспериментальных данных о пластичности рельсовой стали Э76ХФ разработан новый режим производства рельсов на универсальном рельсобалочном стане АО «ЕВРАЗ ЗСМК», позволивший снизить отбраковку готовых рельсов по дефектам поверхности [10]. Повышение качества рельсов достигнуто за счет перераспределения обжатий между проходами таким образом, что прокатка в разрезном калибре (где неравномерность деформаций имеет наибольшие значения) осуществляется при температурах близких к температуре максимальной пластичности (1100 °С), а обжатия при температурах «провала» пластичности (1025-1050 °С) имеют минимальные значения. Для получения указанного распределения обжатий температура нагрева заготовок под прокатку снижена с 1200°С до 1170-1180°С и проведено сокращение количества проходов в обжимных клетях. При этом предел увеличения обжатий в отдельных проходах с точки допустимого усилия прокатки и моментов на валу двигателей зрения нагрузок обоснован с использованием полученных экспериментальных зависимостей сопротивления деформации от температуры и скорости деформации.

Внедрение разработанного режима производства рельсов на рельсобалочном стане АО «ЕВРАЗ ЗСМК» позволило не только улучшить качество готовых рельсов, но и снизить удельные расходы электроэнергии на прокат, топлива на нагрев заготовок, удельный расход прокатных валков и повысить производительность стана. Совокупный экономический эффект оценивается на уровне 1250 млн. руб./год.

Заключение

Экспериментальными исследованиями установлены зависимости пластичности и сопротивления деформации рельсовых сталей легированных хромом от температурно-скоростных условий деформации. Полученные данные явились теоретической базой для раз-

работки нового режима прокатки рельсов, обеспечивающего значительное повышение их качества и технико-экономических показателей производства.

Работа выполнена с использованием оборудования ЦКП «Материаловедение» СибГИУ в рамках базовой части Государственного задания Минобрнауки РФ №11.6365.2017/8.9.

Библиографический список

1. Dimatteo A., Lovicu G., DeSanctis M., Valentini R. Effect of Temperature and Microstructure on Hot Ductility Properties of a Boron Steel / *Proceedings of Crack Paths*. 2012. pp. 131-138.
2. Lopez-Chipres E., Mejia I., Maldonado C., Bedolla-Jacuinde A., Cabrera J.M. Hot ductility behavior of boron microalloyed steels / *Materials Science and Engineering: A*. 2007. Vol. 460-461. pp. 464–470.
3. Исследование сопротивления деформации мартенситно-старееющей стали ЭП679 / С.В. Гладковский, А.И. Потапов, С.В. Лепихин // *Diagnostics, Resource and Mechanics of materials and structures*. 2015. Issue 4. pp. 18-28.
4. Banks K.M., Tuling A., Klinkenberg C., Mintz B. The influence of Ti on the hot ductility of Nb containing steels / *Materials Science and technology*. 2011. Vol. 89 pp. 537 545.
5. Konovalov A.V., Smirnov A.S., Parshin V.S. , Dronov A.I. , Karamyshev A.P., Nekrasov I.I. , Fedulov A.A. , Serebryakov A.V. Study of the Resistance of Steels 18KhMFB And 18Kh3MFB to Hot Deformation / *Metallurgist*. Vol. 59. Iss. 11. pp. 1118–1121.
6. Simachev A.S., Temlyantsev M.V., Oskolkova T.N. Influence of Nonmetallic Inclusions in Rail Steel on the High Temperature Plasticity // *Steel in Translation*. 2016. Vol. 46. № 2. pp. 112-114.
7. Manonukul A., Dunne N. Dynamic recrystallization // *Acta mater*. 1999. Vol. 47. Iss. 7. pp. 4339-4354.
8. Umanskii A.A., Golovatenko A.V., Kadykov V.N. Development of theoretical basis of determining energy-power parameters of rolling with development of new grades of rail steel // *Izvestiya Ferrous Metallurgy*. 2017. Vol. №10. pp. 804-810.
9. Umansky A.A., Golovatenko A.V., Kadykov V.N., Dumova L.V. Development of mathematical models and methods for calculation of rail steel deformation resistance of various chemical composition // *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*. 2016. Vol. 150. 012029.
10. Umanskiy A.A., Dorofeev V.V., Golovatenko A.V., Dobryanskiy A.V. Development and improvement of modes of rolling of asymmetric rail profiles on the modern universal rolling mill. *Chernye Metally*. 2018. №10. pp. 38-42.

УДК 621.771.251

ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОКАТКИ – РАЗДЕЛЕНИЯ НА ДЕЙСТВУЮЩЕМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Фастыковский А.Р.¹, Беляев С.В.²

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, omd@sibsiu.ru*

²*Сибирский федеральный университет,
г. Красноярск, Россия, SBeliaev@sfu-kras.ru*

Аннотация. Современные требования к повышению эффективности действующего прокатного производства вызывают необходимость поиска новых не традиционных решений, к которым относится технология прокатки – разделения. В статье приведены рекомендации и практический опыт освоения технологии прокатки – разделения в условиях действующего непрерывного мелкосортного стана 250-1 АО “ЕВРАЗ ЗСМК”.

Ключевые слова: прокатка – разделение, сортовые профили, рекомендации, действующее производство.

ESPECIALLY USE OF TECHNOLOGY ROLLING – SEPARATION OF THE EXISTING PRODUCTION

Fastykovskii A.R.¹, Belyaev S.V.²

¹*Siberian state industrial University,
Novokuznetsk, Russia, omd@sibsiu.ru*

²*Siberian Federal University,
Krasnoyarsk, Russia, SBeliaev@sfu-kras.ru*

Abstract. *Modern requirements to increase the efficiency of the existing production cause the need to search for new non-traditional solutions, which include the technology of rolling-separation. The article presents recommendations and practical experience in the development of rolling – separation technology in the conditions of the existing continuous small-scale mill 250-1 of JSC “EVRAZ ZSMK”.*

Keywords: *rolling-separation, varietal profiles, recommendations, operating production.*

Необходимость повышения эффективности производства сортовых прокатных профилей стимулирует поиск новых методов обработки и развития известных приемов. Перспективной в этом плане является технология прокатки – разделения с применением неприводного делительного инструмента, опыт использования которого в условиях действующего производства показал высокую эффективность данного направления в плане снижения себестоимости готовой продукции [1 - 3]. Это в свою очередь вызывает повышенный интерес к данному способу обработки со стороны производителей, однако внедрение технологии прокатки – разделения с использованием неприводного делительного инструмента в условиях действующего производства сопряжено с необходимостью индивидуального подхода в оценке пропускной способности и технических характеристик имеющегося оборудования. Большой вклад в развитие технологии прокатки – разделения с использованием неприводных делительных устройств внесли работы [4 - 7]. Однако осталось много вопросов, требующих решения при использовании технологии на конкретных действующих производствах. На начальном этапе следует определить количество полос одновременно прокатываемых в чистовой клети исходя из возможностей оборудования. Для этой цели, руководствуясь пропускной способностью оборудования, необходимо найти максимально возможное приращение производительности ($\Delta\Pi$). Используя величину $\Delta\Pi$ можно оценить кратность разделения и скорость прокатки в чистовой клети, обеспечивающие желаемое приращение производительности по формуле:

$$\Delta\Pi = \frac{3600MKk_u}{k_p} (nV_{n-p} - V_k), \quad (1)$$

где M – масса погонного метра готового профиля;

K – число групп чистовых клетей;

n – число полос после продольного разделения;

k_u – коэффициент использования стана;

k_p – расходный коэффициент металла;

V_{n-p} – скорость прокатки в чистовой клети при прокатке – разделении;

V_k – скорость в чистовой клети при классической прокатке.

Скорость в чистовой клети при освоении технологии прокатки – разделении с использованием неприводного делительного инструмента в зависимости от числа полос после разделения и величины приращения производительности можно найти по формуле:

$$V_{n-p} = \frac{V_k}{n} \left(1 + \frac{\Delta\Pi}{\Pi_k} \right), \quad (2)$$

где P_k – производительность при классическом способе прокатки.

Одновременная прокатка двух полосы в чистовой группе существенно изменяет силовые и скоростные условия: момент и усилие прокатки после продольного разделения увеличиваются, скорость уменьшается. Такие изменения требуют при определении скорости V_{n-p} соизмерять технически возможный нижний предел скорости прокатки с мощностью двигателей.

При реализации технологии прокатки – разделения суммарное уменьшение площади поперечного сечения полосы в чистовых клетях увеличивается в зависимости от числа разделяемых полос. Это приводит к перераспределению коэффициентов вытяжки между группами клеток в сторону уменьшения суммарных коэффициентов вытяжки в черновых и промежуточных группах, а в некоторых случаях к возможности исключения клеток промежуточной группы.

Уменьшение длины готового профиля при продольном разделении на n полос, перераспределение коэффициентов вытяжки между группами клеток приводит к необходимости увеличения скорости прокатки в черновой группе клеток. Скорость в последней клетке промежуточной группы в зависимости от числа разделяемых полос можно определить по формуле:

$$V_{пром} = \frac{V_{n-p}}{\mu_{\Sigma_{чист}}} n, \quad (3)$$

где $\mu_{\Sigma_{чист}}$ – суммарный коэффициент вытяжки в чистовой группе клеток.

Пользуясь приведенными выше рассуждениями, был рассмотрен вопрос о перспективах использования технологии прокатки – разделения на действующем непрерывном мелкосортном стане 250-1 АО “ЕВРАЗ ЗСМК”. Установлено, что исходя из возможностей оборудования на стане, целесообразно осуществлять продольное разделение заготовки на две полосы в чистовой группе клеток, определены изменения суммарных коэффициентов вытяжки и скорости прокатки по группам клеток. Для сопоставления скорости прокатки при классическом методе получения арматурных профилей на стане и при прокатке – разделении использован коэффициент изменения скорости прокатки (k_v), который определялся по формуле:

$$k_v = \frac{V_{n-p} - V_k}{V_k} 100\%. \quad (4)$$

Рассчитанные и апробированные в промышленных условиях значения суммарных коэффициентов вытяжки и скорости прокатки по группам клеток непрерывного мелкосортного стана 250-1 АО “ЕВРАЗ ЗСМК” приведены на рисунках 1, 2. Как следует из рисунка 1, при реализации процесса прокатки – разделения суммарное уменьшение площади поперечного сечения полосы в чистовых клетях в 1,8...2 раза больше, чем при классической прокатке при соответствующем уменьшении в черновой и промежуточной группах. Такое перераспределение коэффициентов вытяжки по группам клеток при прокатке арматуры № 12 позволило исключить из промежуточной группы две клетки (клетки 10 и 11); при прокатке арматуры № 14 промежуточная группа полностью не используется. Перераспределение суммарных коэффициентов вытяжки по группам явилось причиной изменения скоростного режима: уменьшение скорости прокатки в чистовых и промежуточных группах особенно существенно для арматуры №14 и увеличение в черновой группе.

В результате освоения технологии прокатки – разделения удалось уменьшить машинное время при производстве арматурных профилей №10...№14 в условиях действующего непрерывного мелкосортного стана 250-1 АО “ЕВРАЗ ЗСМК”. Данные приведены на рисунке 3. Уменьшение машинного времени привело к увеличению производительности: для арматуры №10 - на 42 %, №12 – 41 %, №14 – 27 %, что в свою очередь способствовало повышению эффективности производства действующего непрерывного мелкосортного стана.

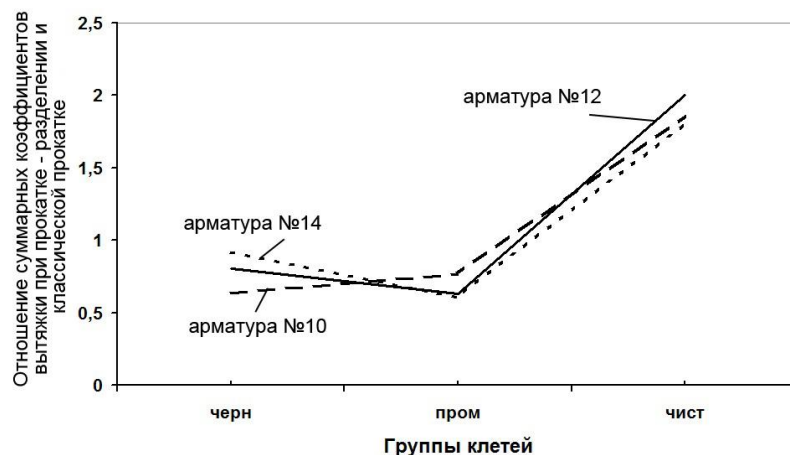


Рисунок 1 – Относительное изменение суммарных коэффициентов вытяжки по группам клеток при использовании прокатки – разделения и классической прокатке в условиях непрерывного мелкосортного стана 250-1 АО “ЕВРАЗ ЗСМК”

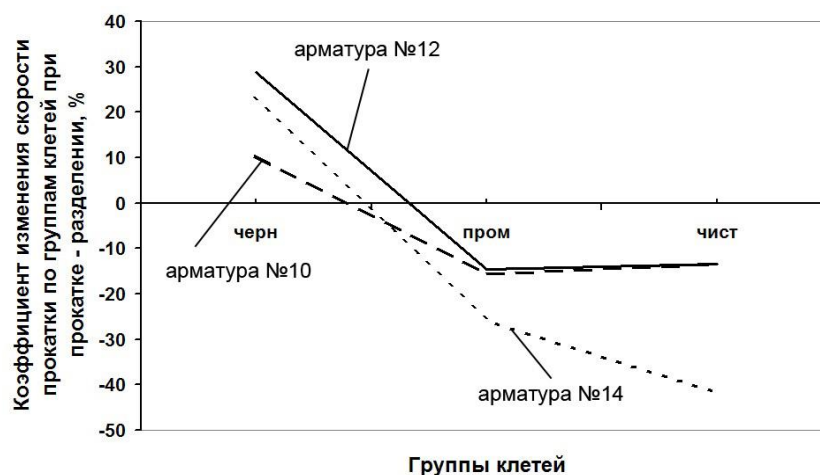


Рисунок 2 – Относительное изменение скорости прокатки по группам клеток при реализации процесса прокатки – разделения в условиях непрерывного мелкосортного стана 250-1 АО “ЕВРАЗ ЗСМК”

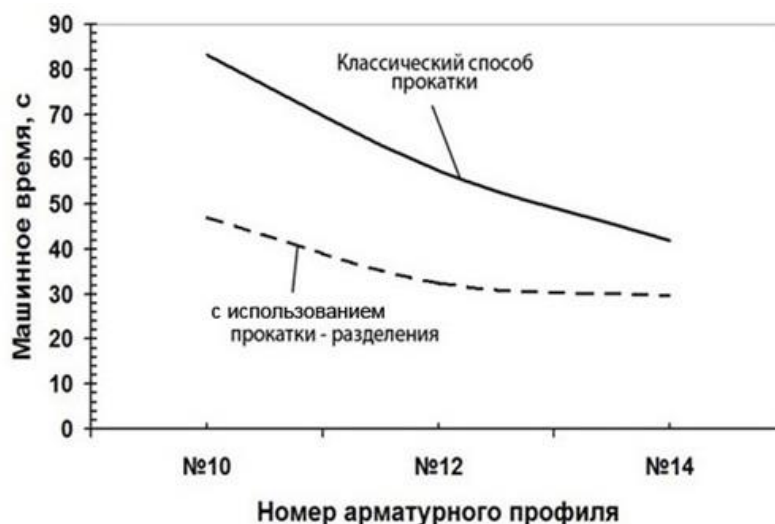


Рисунок 3 – Машинное время при прокатке арматуры №10, №12, №14 классическим способом и прокаткой-разделением в условиях непрерывного мелкосортного стана 250-1 АО “ЕВРАЗ ЗСМК”

Отдельно необходимо остановиться на опыте прокатки арматуры №8 в условиях непрерывного мелкосортного стана. Обычно данный профиль прокатывается на проволочных станах и поставляется в бунтах. Такое положение дел не устраивает большинство потребителей, для которых более привлекательна продукция в прутках. Данная проблема имеет решение при использовании технологии прокатки – разделения, что позволяет увеличить суммарный коэффициент вытяжки, и без существенных материальных затрат освоить производство арматуры №8 на непрерывном мелкосортном стане. Пользуясь таким подходом, была проведена опытно – промышленная прокатка арматуры №8 в условиях непрерывного мелкосортного стана 250-1 АО “ЕВРАЗ ЗСМК”. Проведены сопоставления коэффициентов вытяжки и скоростей прокатки при производстве арматуры №8 на непрерывном проволочном стане 250 и непрерывном мелкосортном стане 250 из одинаковой заготовки - квадрат 100 мм. Результаты показаны на рисунке 4, из которого видно, что использование процесса прокатки – разделения дает возможность при производстве арматуры №8 на мелкосортном стане использовать на четыре клетки меньше, чем на проволочном стане. Производство арматуры №8 на непрерывном мелкосортном стане позволяет при сопоставимой с проволочным станом производительности (несмотря на меньшую скорость прокатки в чистовой клетке) снизить эксплуатационные расходы на оборудование, энергозатраты, создать условия производства экономически выгодной, конкурентоспособной продукции (рыночная стоимость арматуры №8 в прутках на 1000...1500 руб./т выше, чем в бунтах).



Рисунок 4 – Распределение коэффициентов вытяжки и скоростей по клетям при производстве арматуры №8 классическим способом на проволочном стане и прокаткой-разделением на непрерывном мелкосортном стане 250-1 АО “ЕВРАЗ ЗСМК”

Выводы:

1. Предложены зависимости для определения скорости прокатки в чистовой клетке при реализации технологии прокатки – разделения в условиях действующего прокатного стана, учитывающие кратность разделения и технически возможное увеличение производительности.
2. Оценено повышение эффективности производства за счет увеличения производительности при внедрении технологии прокатки – разделения в условиях действующего непрерывного мелкосортного стана 250-1 ао “евраз зсмк”.
3. Доказана возможность расширения сортамента действующих мелкосортных станков за счет освоения мелких арматурных профилей благодаря использованию технологии прокатки – разделения.

Библиографический список

1. Жучков С.М. Использование неприводных деформирующих средств в процессе двоянной прокатки с продольным разделением раската в потоке стана / С.М. Жучков //

Сталь. – 1997. - №7. – С. 37 – 41.

2. Ефимов О.Ю. Освоение технологии прокатки – разделения на непрерывном мелко-сортном стане / О.Ю. Ефимов, А.Р. Фастыковский, В.Я. Чинокалов, И.В. Копылов // Сталь. - 2008. - № 4. – С. 50 – 52.

3. Фастыковский А.Р. Совершенствование технологии производства арматурных профилей на непрерывных мелкосортных станах / А.Р. Фастыковский, К.В. Волков, В.Н. Перетяtko, О.Ю. Ефимов, В.Я. Чинокалов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2011. - №10. – С.18 – 21.

4. Фастыковский А.Р. Оценка величины резервных сил трения очага деформации / А.Р. Фастыковский, В.Н. Перетяtko // Известия вузов. Черная металлургия. – 2001. - № 8. – С. 42 – 44.

5. Фастыковский А.Р. Продольное разделение полосы неприводными дисковыми ножами в потоке непрерывного прокатного стана / А.Р. Фастыковский, В.Н. Перетяtko // Известия вузов. Черная металлургия. – 2002. - № 12. – С. 25 – 28.

6. Фастыковский А.Р. Особенности продольного разделения сортовых заготовок неприводными дисковыми ножами в потоке прокатного стана / А.Р. Фастыковский, В.Н. Перетяtko, Д.А. Фастыковский // Металлург. – 2003. - № 3. – С. 51 – 53.

7. Фастыковский А.Р. Особенности продольного разделения сдвоенных несимметричных профилей в потоке прокатного стана / А.Р. Фастыковский, В.Н. Перетяtko // Известия вузов. Черная металлургия. – 2003. - № 8. – С. 23 – 24.

УДК 621.778.073

НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВИНТОВЫХ ПРОФИЛЕЙ ВОЛОЧЕНИЕМ

Фастыковский А.Р.¹, Чинокалов Е.В.²

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия (omd@sibsiu.ru)*

²*ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат,
г. Новокузнецк, Россия*

***Аннотация.** Развитие техники и технологий вызывает необходимость новых решений, связанных с выпуском продукции с высокой добавленной стоимостью, к которой относятся длинномерные холоднодеформированные винтовые профили. Предложен новый энергоэффективный способ получения волочением длинномерных винтовых профилей, что подтверждено теоретическими исследованиями. Приведены зависимости для расчета усилия волочения и допустимого напряжения, прилагаемого к концу винтового профиля.*

***Ключевые слова:** новый способ, винтовой профиль волочение, энергоэффективность.*

NEW TECHNOLOGY FOR DRAWING PRODUCING SCREW PROFILES

Fastykovskii A.R.¹, Chinukulu E.V.²

¹*Siberian state industrial University,
Novokuznetsk, Russia (omd@sibsiu.ru)*

²*EVRAZ United West Siberian metallurgical combine,
Novokuznetsk, Russia*

***Abstract.** The development of equipment and technologies necessitates new solutions related to the production of products with high added value, which include long cold-deformed screw profiles. A new energy efficient method for obtaining long screw profiles by drawing is proposed, which is confirmed by theoretical studies. The dependences for the calculation of the wave force and the allowable stress applied to the end of the screw profile are given.*

Keywords: *new method, screw profile, drawing, energy efficiency.*

Развитие технического прогресса вызывает необходимость поиска инновационных решений во всех областях промышленности и особенно в базовых, к которым относится металлургия. Наиболее перспективны решения, связанные с расширением сортамента готовой продукции, так как создание новых профилей позволяет дать импульс к развитию смежных областей промышленности, таких как машиностроение, строительство. При таком взаимодействии эффективность разработок становится более существенной.

К инновационным профилям нового поколения относятся длинномерные винтовые профили, используемые при изготовлении шнеков, завихрителей, винтовой арматуры, гвоздей и т. д. В настоящее время разработки в этой области активно ведутся в Японии, США, Китае. С точки зрения перспективности развития этого направления особого внимания заслуживают винтовые профили строительного назначения: арматура, гвозди.

Форма арматурных профилей постоянно совершенствуется, чему является причиной повышение требований к эксплуатационным свойствам, диктуемым потребителем. Эволюционное развитие формы поперечного сечения арматуры привело потребителей к выводу, что наилучшие технологические характеристики можно получить, используя многозаходную холоднодеформированную винтовую арматуру, которая по сравнению с классической имеет меньший вес при той же прочности, большую площадь сцепления с бетоном и постоянное по длине поперечное сечение. Однако, не смотря на очевидные преимущества холоднодеформированная многозаходная винтовая арматура не получила широкого распространения ввиду сложности используемого оборудования и технологии производства, недостаточной изученности процесса в теоретическом и техническом плане. Такая же ситуация и с винтовыми гвоздями.

Как следует из литературных источников, холоднодеформированные винтовые профили в настоящее время получают двумя способами: волочением в принудительно вращающейся волоке [1], волочением с последующим скручиванием для получения заданного шага винтовой поверхности [2]. Оба способа реализуются при использовании дополнительного крутящего момента, что приводит к увеличению энергозатрат, усложнению конструкции оборудования, необходимости синхронизации продольной скорости перемещения заготовки с частотой вращения инструмента. Все перечисленные недостатки известных способов получения холоднодеформированных винтовых профилей связаны с необходимостью приложения дополнительного крутящего момента. Для устранения недостатков известных решений разработан новый способ волочения [3] и инструмент [4], конструкция которого за счет приложения продольной силы обеспечивает волочение с одновременным вращением инструмента вокруг оси с определенной регулируемой частотой, при этом на поверхности заготовки формируется винтовой профиль. Данный процесс устойчив и гарантирует постоянный шаг винтовой поверхности при изменении скорости волочения. Размеры разработанного инструмента сопоставимы с размерами стандартной волоки, что позволяет использовать его на действующем оборудовании без дополнительных затрат на переделку.

Как было отмечено выше, основным достоинством рассматриваемого способа является отсутствие дополнительного привода, что снижает энергозатраты на производство готовой продукции. Для оценки энергоэффективности предложенного решения сравним затраты энергии при получении винтовых профилей скручиванием заготовки с продольными канавками, сформированными в монолитной волоке, и предлагаемым способом. Снижение затрат энергии при получении холоднодеформированных винтовых профилей волочением предлагаемым способом в сопоставлении с комбинированным волочением со скручиванием можно найти, используя зависимость:

$$\Delta N = N_{\text{деф1}} + N_{\text{скр}} - N_{\text{деф2}} - N_{\text{вращ}} , \quad (1)$$

где ΔN – дополнительная мощность, необходимая при формировании винтовой поверхности волочением с последующим скручиванием;

$N_{\text{деф1}}$ – мощность для получения продольных канавок под последующее скручивание;
 $N_{\text{деф2}}$ – мощность для формирования винтовой поверхности обкатыванием;
 $N_{\text{скр}}$ – мощность при скручивании винтового профиля;
 $N_{\text{вращ}}$ – мощность для вращения волоки в подшипниках.

После подстановки и преобразований получим расчетную зависимость для определения величины ΔN в виде:

$$\Delta N = \frac{6,28v}{h \cdot k} (0,12\sigma_s D^3 - P d_{\text{подш}} f'), \quad (2)$$

где v – скорость волочения;

h – шаг винтового профиля;

k – число заходов винтовой поверхности;

σ_s – сопротивление деформации материала заготовки;

D – диаметр заготовки;

P – усилие волочения;

$d_{\text{подш}}$ – диаметр упорного подшипника;

f' – коэффициент трения в подшипнике.

Абсолютная величина ΔN показывает насколько требуется больше мощности при получении винтовых профилей волочением со скручиванием. Как видно из зависимости (2) на величину ΔN оказывают влияние не только технологические факторы, но и конструктивные особенности деформирующих устройств. Использование абсолютной величины ΔN позволяет показать преимущества предлагаемого технического решения получения винтовых холоднодеформированных профилей, однако не дает представления о материальной выгоде для производства. В этом плане более показательна удельная величина дополнительных энергозатрат выраженная в кВт·ч/т. Используя зависимость (2) получим формулу для оценки величины удельных затрат энергии (Δe) в виде:

$$\Delta e = \frac{v \cdot t}{593,2G \cdot h \cdot k} (0,12\sigma_s D^3 - P d_{\text{подш}} f'), \quad (3)$$

где t – время волочения одной заготовки;

G – масса заготовки.

Более наглядно возможное изменение энергозатрат в зависимости от геометрических параметров винтового профиля показано на рисунке 1.

Экономический эффект ($\Delta \mathcal{E}$) от использования разработанного способа и инструмента при получении винтовых холоднодеформированных профилей можно подсчитать по формуле:

$$\Delta \mathcal{E} = \Delta e \cdot \Pi_{\text{эл}}, \quad (4)$$

где $\Pi_{\text{эл}}$ – цена кВт·ч электроэнергии для предприятий.

Проведенные расчеты эффекта от экономии энергии применительно к условиям АО “ЕВРАЗ ЗСМК” показали, что эффективность решения увеличивается с увеличением сечения получаемого профиля и уменьшением числа заходов винтовой поверхности. Так, с увеличением диаметра заготовки от 6 мм до 14 мм при трех заходной винтовой поверхности эффективность увеличилась с 2,9 руб./т до 7,1 руб./т. Увеличение числа заходов винтовой поверхности с трех до пяти привело к изменению эффективности с 7,1 руб./т до 4,6 руб./т.

Успешное использование любого технического решения возможно при всесторонней оценки работоспособности оборудования, важным критерием которого являются энергосиловые параметры, необходимые при реализации нового процесса. Применительно к предлагаемому техническому решению получены зависимости для расчета усилия волочения, необходимого при формировании многозаходного винтового профиля в виде:

$$P = 1,6k\sigma_s \sqrt{\Delta h^3 R_p} (1 + f \cdot \text{ctg} \varphi), \quad (5)$$

где Δh – величина обжатия при формировании винтовой канавки;

φ – угол, зависящий от шага винтовой поверхности;
 f – коэффициент трения в очаге деформации;
 R_p – радиус деформирующего ролика.

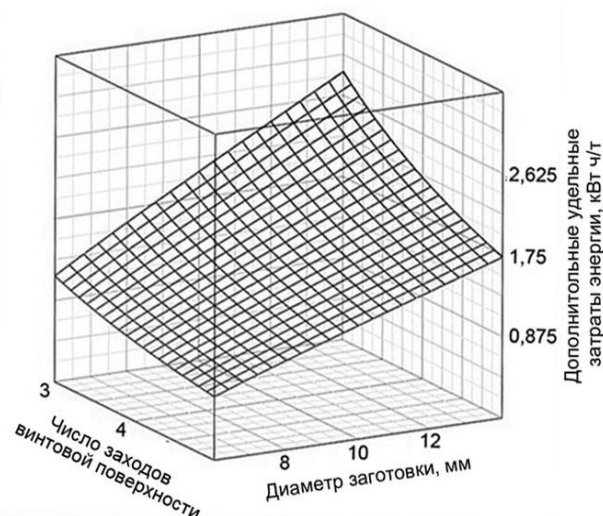


Рисунок 1 - Диаграмма зависимости дополнительных удельных затрат энергии, необходимой для волочения с последующим скручиванием от числа заходов винтовой поверхности и диаметра заготовки

$$\varphi = \arccos \left(\frac{3hS_1 \ln \frac{S_0}{S_1}}{4\pi\Delta h \sqrt{R_p (D - \Delta h)^3}} \right), \quad (6)$$

где S_0, S_1 – площади поперечного сечения заготовки и винтового профиля.

Допустимое результирующее напряжение на конце, находящемся в захватах при волочении, можно определить, используя четвертую теорему прочности:

$$[\sigma] \geq \sqrt{\left(\frac{1,6k\sigma_s \sqrt{\Delta h^3 R_p} (1 + f \cdot \operatorname{ctg} \varphi)}{S_1} \right)^2 + 3 \left(\frac{P(D - \Delta h) \sin 2\varphi}{0,8D_3^3} \right)^2}, \quad (7)$$

где D_3 – диаметр конца профиля находящийся в захватах.

Полученные зависимости позволяют определить режимы волочения холоднодеформированных винтовых профилей и провести необходимые прочностные расчеты оборудования. Успешный опыт получения длинномерных винтовых профилей в условиях действующего производства приведен в работах [5 - 7].

Выводы:

1. Показана возможность получения инновационной продукции - холоднокатаных винтовых профилей в условиях волочильного производства АО “ЕВРАЗ ЗСМК”.
2. Доказана энергоэффективность предложенного решения по производству холоднокатаных винтовых профилей в сравнении с известными способами.
3. Приведены зависимости для расчета режимов деформирования и оборудования при получении холоднодеформированных винтовых профилей.

Библиографический список

1. Паршин С.В. Разработка универсальной установки для изготовления спирально-профильных труб / С.В. Паршин // Производство проката. – 2007. - №12. – С. 27 – 30.
2. Каргин В.Р. Процессы получения винтовых профилей и труб / В.Р. Каргин. – М.:

Металлургия, 1994. – 96 с.

3. Патент 2553728 РФ, МПК В21С 1/22 Фастыковский А.Р., Чинокалов Е.В., Амелин А.В., Лебошкин Б.М., Фастыковский Д.А., Мешков В.З. Способ получения винтовых профилей // Опулбл 20.06.2015 Бюл. №17.

4. Патент на полезную модель 143099 U1 Россия, МПК В21С 3/08 Роликовая волока/ А.Р. Фастыковский, Е.В. Чинокалов, В.Н. Кадыков, В.Я. Чинокалов.; опулбл. 10.07.2014, Бюл. №19.

5. Фастыковский А.Р. Холоднотянутая арматурная проволока с винтовым профилем / А.Р. Фастыковский, Е.В. Чинокалов, А.Г. Милованов // Металлург. – 2014. - №6. – С. 128 – 131.

6. Фастыковский А.Р. Инновационная технология получения длинномерных винтовых профилей / А.Р. Фастыковский, Е.В. Чинокалов, А.Г. Милованов, В.Н. Кадыков, Н.В. Мыскова // Сталь. – 2014. - №10. – С. 48 -50.

7. Фастыковский А.Р. Снижение энергопотребления при получении длинномерных винтовых профилей волочением / А.Р. Фастыковский, Е.В. Чинокалов, Б.М. Лебошкин, О.Ю. Ефимов // Производство проката. – 2013. - №10. – С. 40 – 42.

УДК621.771.23/.24:669.1

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ УСЛОВИЙ ЗАХВАТА И КОЛЕБАНИЙ ПОЛОСЫ НА ВОЗНИКНОВЕНИЕ ВИБРАЦИЙ ПРИ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ

Кожевников А.В., Смирнов А.С., Платонов Ю.В.

*Череповецкий государственный университет,
г. Череповец, Россия, avkozhevnikov@chsu.ru*

Аннотация. Представлены результаты исследований влияния нестационарности технологического процесса, заключающиеся в колебании моментов, колебании натяжений полосы, на условия захвата и возникновение опасных вибраций. Даны рекомендации по повышению стабильности процесса прокатки.

Ключевые слова: Стан холодной прокатки, вибрации в рабочих клетях, захват полосы, колебания полосы.

A STUDY OF THE INFLUENCE OF CAPTURE CONDITIONS AND FLUCTUATIONS OF THE STRIPES ON OCCURRENCE OF CHATTER IN COLD ROLLING

Kozhevnikov A.V., Smirnov A.S., Platonov Y.V.

*Cherepovets state University,
Cherepovets, Russia, avkozhevnikov@chsu.ru*

Abstract. The results of studies of the effect of nonstationarity of the technological process, consisting in the fluctuation of the moments, the fluctuation of the tension of the strip, on the conditions of capture and the emergence of a dangerous chatter. Recommendations for improving the stability of the sheet rolling process are given.

Keywords: Cold rolling mill, chatter phenomenon, the gripping of the rolled strip, the oscillation of the rolled strip.

Впервые сведения о вибрационных процессах или явлении *chatter* при холодной прокатке опубликованы еще в прошлом веке, более 40 лет назад японскими специалистами [1], за это время опубликовано масса исследований по данной проблеме специалистами из России, Германии, Италии, США, Ирана, Китая, Украины и др. [2-4], однако данная проблема остается актуальной мирового для прокатного производства.

Основной негативный эффект от вибрационных процессов – это технологическое

препятствие по освоению проектных скоростей прокатных станов, операторы вынуждены снижать скорость прокатки, чтобы избежать возникновения вибраций.

Основные направления современных исследований в вопросах исследования и устранения вибраций – это их демпфирование и снижение за счет корректировки технологии.

В условиях нестационарности технологического процесса, возникающего из-за колебаний момента нагрузки и основных технологических параметров (толщины, натяжения, скорости) предполагается, что в момент вибраций нарушается условие захвата полосы валками, точнее может чередоваться условие обеспечения захвата с условием невозможности его выполнения. Таким образом, устойчивое обеспечение условий захвата снизит риск возникновения вибраций при прокатке.

Проверим данную гипотезу.

Условие обеспечения захвата полосы валками описывается выражением $tg \frac{\alpha}{2} < \mu$, из которого следует, что тангенс половины угла захвата α должен быть всегда меньше величины коэффициента трения μ . Угол захвата может быть определен исходя из выражения $cosa = 1 + \frac{\Delta h}{n}$, где Δh – абсолютное обжатие в клети, мм, D – диаметр рабочего валка, мм.

Коэффициент трения рекомендуется определять по модифицированной формуле А.П. Грудева [5]:

- при прокатке конструкционных сталей

$$\mu_i = \frac{1 + (0,4 + 0,01\varepsilon_i)R_a}{1 + 0,25\sqrt{v_{50}} - 0,005v_{50}} \left[0,091 - \frac{0,13v_i^2}{2(1 + v_i) + 3v_i^2} \right],$$

где R_a – среднеарифметическая высота микронеровностей;

ε_i – относительное обжатие в i -й клети;

v_{50} – кинематическая вязкость смазки при 50°C , $\text{мм}^2/\text{с}$;

v_i – скорость прокатки в i -й клети.

В качестве подтверждения гипотезы о нарушении условий захвата полосы валками проведены исследования, представленные ниже.

Исследования проведены на 5-клетевом стане «1700» холодной прокатки Череповецкого металлургического комбината, расчеты параметров очага деформации произведены с помощью разработанной динамической модели процесса прокатки [6, 7].

На рисунках 1 и 2 представлены характеристики режимов прокатки двух рулонов полосы размером 2,0-0,45×970 мм, сопровождавшихся вибрациями.

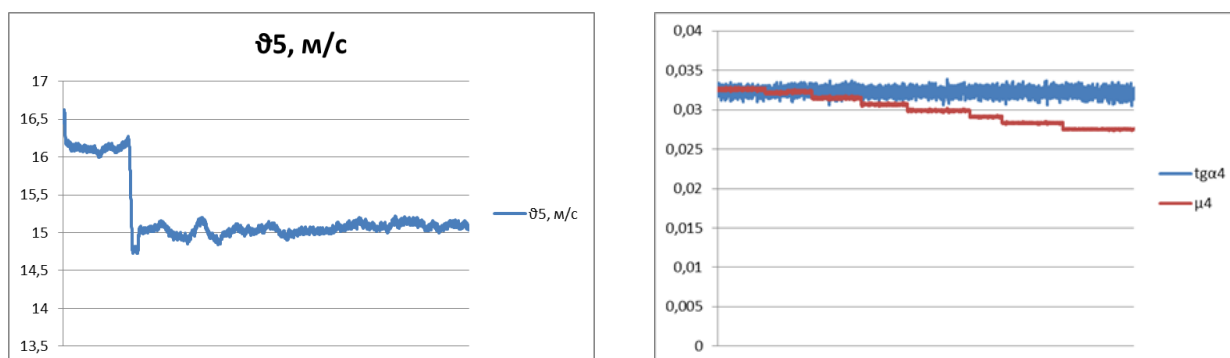


Рисунок 1 - Характеристики режима прокатки полосы размером 2,0-0,45×970 мм, сопровождавшегося вибрациями (рулон 1)

На основании данных диаграмм, представленных на рисунках 1 и 2 можно зафиксировать наблюдение о нарушении условий захвата в моменты колебаний разности межклетевых секундных объемов, при которых меняется знак их величины.

Также в результате исследований установлено, что нарушения условий захвата в моменты вибраций возможны в клетях №№ 3 и 4.

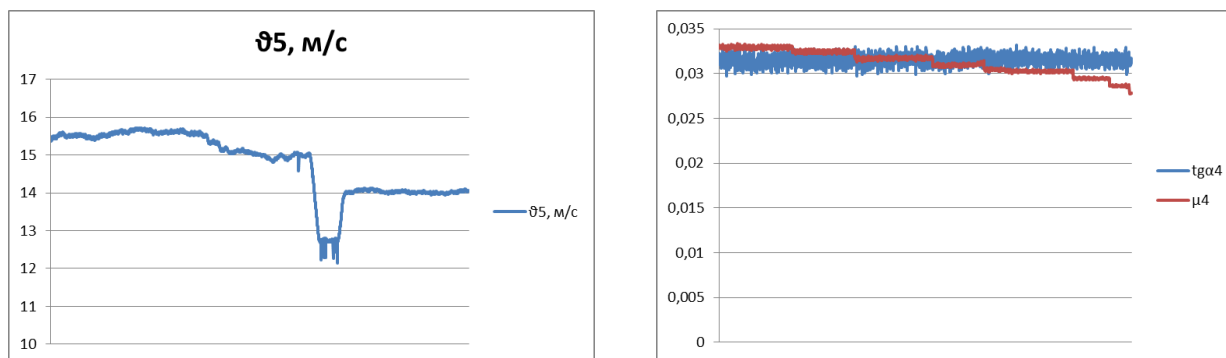


Рисунок 2 - Характеристики режима прокатки полосы размером 2,0-0,45×970 мм, сопровождавшегося вибрациями (рулон 2)

В моменты вибраций нарушается условие захвата полосы валками, когда величина коэффициента трения может быть меньше либо равна величине тангенса половины угла захвата, возникают пробуксовки валков относительно полосы.

Ухудшение условий захвата полосы валками чревато возникновению дефектов на полосе в виде поперечных темных и светлых полос либо ее порывам.

Соответственно обеспечение стабильного захвата полосы в очаге деформации необходимо обеспечивать поддержанием стабильных условий трения в очаге деформации, чему способствует использование хромированных рабочих валков и ассиметричная прокатка.

Согласно существующей теории прокатки, чем выше толщина прокатываемого металла, тем больше коэффициент трения, а частные относительные обжатия при прокатке толстого металла значительно ниже, чем при прокатке тонкого, соответственно неравенство при прокатке толстого металла $tg \frac{\alpha}{2} < \mu$ выполняется более стабильно, а сама прокатка более эффективна с точки зрения обеспечения стабильного захвата полосы валками даже в условиях колебаний объемов металла.

Следует отметить также, что производительность стана при прокатке толстого металла выше, чем соответственно при прокатке тонкого. Технологи вынуждены покатывать тонкий металл на повышенных скоростях, приводящих к снижению коэффициента трения и к повышенному риску возникновения неустойчивых режимов прокатки длительное время из-за длины полосы. В свою очередь неустойчивые режимы прокатки на толстом металле если и возникают, то на достаточно небольшое время по сравнению с металлом меньшей толщины.

Этим и объясняется более высокая склонность металла меньшей толщины к вибрациям.

Для исследований колебаний непосредственно прокатываемой полосы в межклетевом промежутке ее можно рассматривать как стальную струну. Первые исследования колебаний струн с учетом длины и натяжения датированы 1636г., в работе *L'Harmonie universelle* французского ученого-аббата *Marin Mersenne*.

Частота колебания струны прямо пропорциональна квадратному корню от силы натяжения и обратно пропорциональна длине струны $f = k \frac{\sqrt{F}}{l}$, где F – сила натяжения струны (Н), f – частота колебаний струны (Гц), l – длина струны (м), k – коэффициент пропорциональности. Данный коэффициент зависит от плотности материала из которого изготовлена струна (полоса) и толщины данного материала $k = \frac{1}{d} \sqrt{\pi \rho}$, где d – толщина материала (диаметр струны), ρ – плотность материала.

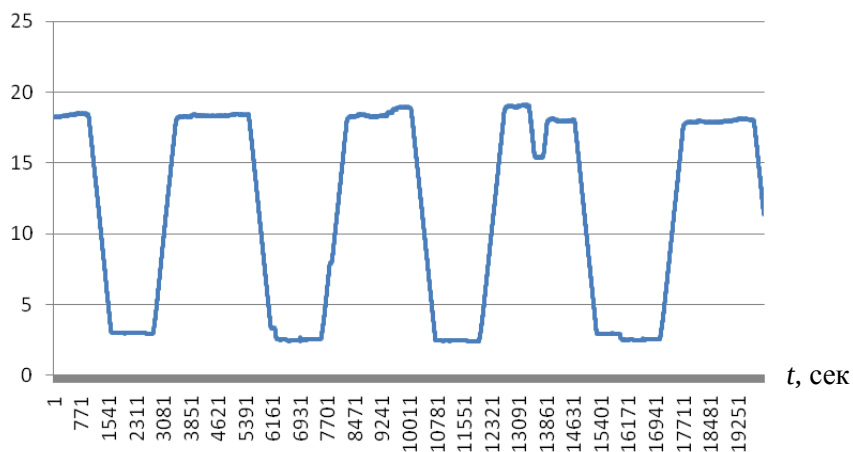
Если преобразовать выражения, описывающие колебания струны, имеющей поперечное сечение окружность, к стальной полосе, имеющей прямоугольное сечение, то в процессе прокатки металла полоса будет колебаться с частотой $f = \frac{1}{2l} \sqrt{\frac{F}{\rho S}}$, где S – площадь поперечного сечения полосы.

В результате исследований установлено, что в процессе прокатки в установившемся

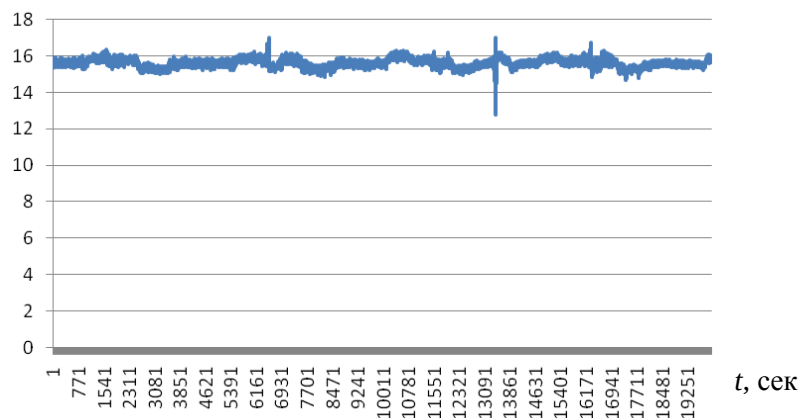
скоростном режиме стальная полоса колеблется в межкалетевом промежутке на частоте 14-16 Гц не зависимо от ее толщины. В момент явления *chatter* (вибраций) размах частоты колебаний полосы в межкалетевом промежутке может как увеличиваться, так и не меняться, что свидетельствует о слабой связи между возникновением вибраций и непосредственно колебаниями полосы во время прокатки. При прохождении сварных швов размах колебаний стальной полосы несколько увеличивается и достигает диапазона от 11 до 19 Гц. Данный факт косвенно подтверждает влияние «участия» стальной полосы в процесс возникновения вибраций не на межкалетевой позиции, а именно в моменте нахождения полосы в очаге деформации.

В качестве подтверждения вышеуказанных положений на рисунке 3 представлены графики колебаний полосы в процессе стационарной прокатки и при условии возникновения вибраций.

V_5 , м/с **График скорости 5й клетки при прокатке сортамента 0,80-920**



f_{3-4} , Гц **Частота колебаний полосы в промежутке между клетями 3-4**



f_{4-5} , Гц **Частота колебаний полосы в промежутке между клетями 4-5**

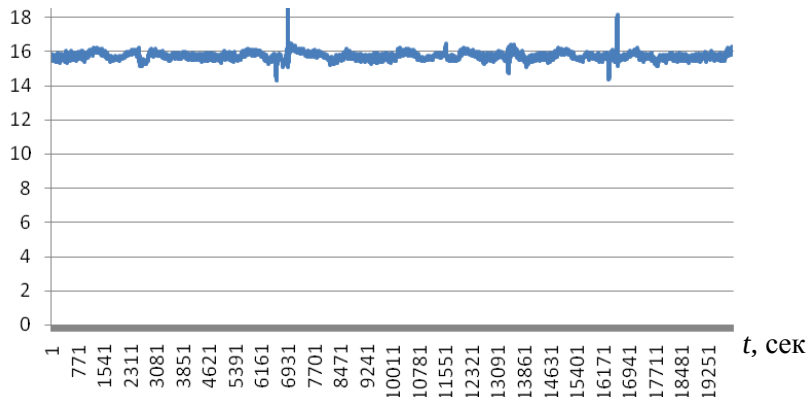


Рисунок 3 - Диаграммы колебаний стальной полосы в различных режимах работы стана

Анализ колебаний полосы при прокатке сортамента 0,80-920 мм показывает, что в промежутке 3-4 полоса отреагировала на возникновение явления «chatter» и снижение скорости увеличением колебаний. Увеличение колебаний полосы на входе в клеть подтверждает гипотезу о неустойчивом захвате в очаге деформации.

Частота собственных колебаний полосы во время прокатки может совпадать или быть по своей величине близкой к значению частот собственных колебаний электромеханической системы 50 Гц и кратных ей частот (6,25; 12,5; 25; 50; 100 Гц) [8] и являться непосредственной причиной возникновения резонансных частот и возникновения акустического шума («гу-дения») совместно со звуковым эффектом от пробуксовки валков относительно полосы.

Аналитическое моделирование колебаний стальной полосы показало, что колебания полосы при прокатке происходят с одинаковой частотой 14-16 Гц вне зависимости от ее толщины и влияние данных колебаний на развитие вибрационных процессов может осуществляться только косвенно.

Библиографический список

1. I. Yarita, K. Furukawa, Y. Seino. An analysis of chattering in cold rolling of ultrathin gauge steel strip.(1978)Transactions ISIJ 19 (1) 1-10.
2. L. Chefneux, J.-P.Fischbach, J. Gouzou, Study and control of chatter in cold rolling.(1980) Iron and Steel Engineer 17-26.
3. Hardwick, B.R., A technique from the detection and measurement of chatter marks on rolls surfaces, Steel Technology, No. 4, April 2003, pp. 64-70.
4. Mohammad Reza Niroomand, Mohammad Reza Forouzan, Ali Heidari Experimental analysis of vibration and sound in order to investigate chatter phenomenon in cold strip rolling // The International Journal of Advanced Manufacturing Technology(2019) 100: 673–682 <https://doi.org/10.1007/s00170-018-2639-9>
5. Гарбер Э.А., Гончарский А.А., Петров С.В., Кузнецов В.В. Определение коэффициента трения при холодной прокатке с эмульсиями// Производство проката. – 2000. – № 12. – С. 2-3
6. Kozhevnikov A., Kozhevnikova I., Bolobanova N. Dynamic model of cold strip rolling // METALURGIJA. – 2018. – Vol. 57. No. 1–2. – P. 99–102.
7. Kozhevnikov A. V., Kozhevnikova I. A., Bolobanova N. L. Simulation of cold-rolling process in dynamic conditions // Metallurgist. – 2017. –Vol. 61. No. 7–8.– P. 519–522.
8. Кожевникова И.А., Маркушевский Н.А., Кожевников А.В., Сорокин Г.А. Моделирование и аналитическая диагностика вибраций в главных приводах станов холодной прокатки // Производство проката. – №7. – 2016. – С. 19-23

УДК 624.7.001.5

ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И ТРУДОВЫХ ПРОЦЕССОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ПРОКАТНОГО КОМПЛЕКСА

Кадыков В.Н., Мусатова А.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, musatova-ai@yandex.ru*

Аннотация. Проведены исследования организации технологических и трудовых процессов в действующем мелкосортном цехе с использованием тактовых моделей; выявлено «узкое место», лимитирующее работу поточной человеко-технической системы; предложена модернизация оборудования и показана возможность улучшения технико-экономических показателей (сокращение численности рабочих, повышение объема производства, производительности труда и др.).

Ключевые слова: производственные процессы, трудовые процессы, такты, моделирование, «узкое место», ручные операции, нормативы, модернизация, эффективность.

EFFECT OF TECHNOLOGICAL AND LABOR PROCESSES ON EFFICIENCY OF FUNCTIONING RENTAL COMPLEX

Kadykov V.N., Musatova A.I.

Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, musatova-ai@yandex.ru

Abstract. Studies of the organization of technological and labor processes in the existing small-section shop using clock models were carried out; revealed a “bottleneck” limiting the work of a streaming man-technical system; equipment modernization was proposed and the possibility of improving technical and economic indicators (reduction in the number of workers, increase in production, labor productivity, etc.) was shown.

Key words: production processes, labor processes, measures, modeling, bottleneck, manual operations, standards, modernization, efficiency.

Производственный процесс на современном металлургическом предприятии представляет собой сложный производственный поток, начиная от поступления сырья, материалов, полуфабрикатов и заканчивая получением и отгрузкой готовой продукции. В этом потоке задействованы десятки сложнейших металлургических агрегатов, значительное количество рабочих, специалистов и управленческого персонала, каждый из которых в той или иной степени влияет на результаты всего производственного процесса. Однако результирующие количественные и качественные показатели этого сложного производственного потока решает не один агрегат или человек, а общая совокупность и оптимальная согласованность в действиях персонала, работе агрегатов и организации материальных потоков.

С целью выработки рациональных организационных и управленческих решений, а также выявления резервов производства и подготовки аналитической базы необходимо декомпозировать технологические и трудовые процессы на составные части (элементы и микроэлементы), проанализировать их, регламентировать режимы функционирования агрегатов, установить рациональное количество рабочих мест и разработать согласованные сквозные графики организации производственных процессов по технологическим маршрутам с учетом сортамента выпускаемой продукции.

Представителем сложного производственного процесса можно считать прокатное производство, занимающее 75% от общего металлургического цикла, являющееся завершающим этапом в выпуске готовой продукции.

Для более подробного организационного анализа производственного процесса был выбран мелкосортный цех металлургического предприятия, который разделен на специализированные участки (рисунок). Цех предназначен для изготовления продукции профильного сортамента.

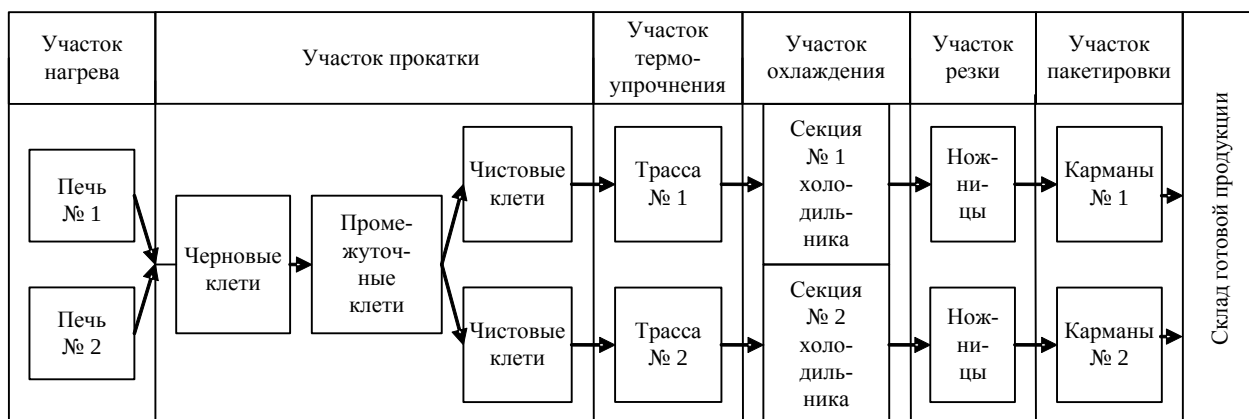


Рисунок – Схема расположения производственных участков мелкосортного цеха

Проведенные комплексные исследования и анализ организации производства и труда по участкам цеха позволили сделать следующие выводы. На участках нагрева, прокатки, термоупрочнения, охлаждения и резки функционирует высокоавтоматизированное и механизированное оборудование. Технологические процессы протекают непрерывно, участки связаны между собой единым горячим потоком металла, когда любые задержки, остановки в его движении снижают производительность цеха, производительность труда, выпуск и рентабельность продукции. Производственные процессы классифицировались по характеру участия в них рабочих: *аппаратурные процессы*, протекающие в специализированном оборудовании (при этом основными функциями рабочих являются контроль и регулирование технологического процесса); *машинные процессы*, выполняемые на оборудовании при непосредственном управлении рабочими-операторами; *машинно-ручные процессы*, выполняемые рабочими с использованием оборудования, подъемных механизмов и специальных инструментов; *ручные процессы*, выполняемые непосредственно рабочими.

При исследовании организации технологических и трудовых процессов, выяснилось, что наименее автоматизированным и наиболее трудоемким участком с использованием ручного труда является участок пакетировки металлопродукции, на котором задействовано 32 рабочих-упаковщиков и 16 клеймовщиков готового проката. В настоящее время на участке пакетировки увязка проката осуществляется в стационарных карманов рабочими вручную. Такая работа связана с большими затратами физических усилий и протекает в условиях повышенной температуры.

Основными недостатками существующей организации труда на участке пакетировки являются: значительная численность рабочих из-за большого количества ручных операций, связанных с упаковкой, клеймением, маркировкой и уборкой металлопроката; низкая производительность труда, особенно при упаковке малотоннажных пачек готового проката; жесткая связь работы участков пакетировки и прокатки приводит к сдерживанию процесса производства продукции, так как время на увязку, маркировку и уборку проката превышает длительность прокатки; низкое качество упаковки металлопроката, не всегда удовлетворяет требованиям потребителей; невозможность получения плотной увязки пачек металлопроката и прочного узла на вязке; отсутствие автоматизированного учета металлопроката в пачках.

Для рационализации и повышения технического уровня рабочих мест на данном участке необходимо провести организационно-технические мероприятия по следующим направлениям: внедрение прогрессивных технологических процессов; модернизация оборудования, внедрение средств автоматизированного слежения, учета и контроля за подготовкой и пакетировкой готовой продукции; сокращение применения ручного и тяжелого физического труда.

С целью обоснования степени влияния участка пакетировки на согласованную работу цеха, функционирующего как непрерывно-поточная человеко-техническая система, были определены технически возможные и нормативные такты работы производственных участков. Такты системы (цеха), подсистемы (участков), элементов (оборудования), микроэлементов (механизмов и действий рабочих) имеют свою внутреннюю структуру, которая соответствует структуре технологических и трудовых операций. Такт следует рассматривать как важную временную характеристику, влияющую на производительность системы, которая является одним из главных расчетных элементов при планировании объема производства, а значит производительности труда и многих других технико-экономических показателей [1].

Под тактом понимается интервал времени между одноименными моментами обработки (начала или окончания) двух смежных единиц продукции (заготовок, пакетов или пачек) на одном и том же оборудовании. Например, такт работы поточной линии, выпускающей штучную продукцию, есть разность моментов выпуска i -ой и $(i - 1)$ -ой штуки:

$$\dot{O} = \theta_{\dot{a}i}(i) - \theta_{\dot{a}i}(i - 1) \quad (1)$$

В структуре сложного производственного процесса каждая единица производства (оборудование, участок) работает со своим тактом, зависящим от вида изготавливаемой про-

дукции (сортамента) и производственных ситуаций. Ситуационные такты работы системы связаны с соответствующими тактами работы её подсистем и элементов. При этом каждый такт имеет границы («фиксажные точки»), которые необходимо определять в период изучения функционирования оборудования, технологических режимов, материальных потоков, работы обслуживающего персонала.

В общем виде такт работы оборудования состоит из элементов:

$$\dot{O}_{ia} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \quad (2)$$

где t_1 – время подачи (загрузки) заготовки в агрегат (оборудование);

t_2 – время обработки заготовки в агрегате;

t_3 – время выдачи (выгрузки) заготовки из агрегата;

t_4 – время подготовки обработанной заготовки к следующей операции.

В зависимости от вариантов выполнения операций в конкретном оборудовании (с учетом параллельно-последовательного или параллельного их протекания) выражение (1) может принять следующие виды:

$$\dot{O}_{ia} = t_1 + t_2 + t_3; \quad \dot{O}_{ia} = t_1 + t_2; \quad \dot{O}_{ia} = t_2 + t_3 + t_4; \quad \dot{O}_{ia} = t_2. \quad (3)$$

Авторами разработаны тактовые модели, позволяющие оценить степень рациональности функционирования производственных процессов в прокатных цехах [2], применения которых позволяет решать задачи совершенствования многовариантного нормирования, планирования, прогнозирования и оперативного управления технологическими и трудовыми процессами.

Наиболее сложной процедурой при построении нормативных моделей являлся процесс нормирования длительности операций, циклов, тактов, их элементов и микроэлементов, а также выбор и применение различных методов нормирования с учетом специфики конкретных объектов исследования, степени их механизации и автоматизации, последовательности и параллельности, непрерывности и периодичности, наблюдаемости, характера внешних и внутренних воздействий и других факторов. Не меньшее значение имело установление рациональной напряженности норм и нормативов трудовых операций.

При нормировании использовались комплексирование методов: имитационного моделирования, оптимума номинала, математического анализа, экспертных оценок, статистической обработки данных, которые сформированы с использованием учетной и отчетной документации, мониторинга, хронометражных наблюдений, контрольно-измерительных приборов и др.

Такты работы цеха по сортаменту прокатной продукции определялись посредством моделирования процессов: нагрева заготовок в методических печах, прокатки их в клетях, термического упрочнения в охлаждающих устройствах, естественного охлаждения на холодильнике, порезки раскатов на ножницах и пакетирования готового проката.

Единый технически возможный (нормативный) такт работы мелкосортного цеха как производственной системы при последовательном соединении участков определялся в соответствии с формулой:

$$\dot{O}_n^{\partial \hat{a}(i)} = \max \left\{ \dot{O}_{\partial 1}^{\partial \hat{a}(i)}, \dot{O}_{\partial 2}^{\partial \hat{a}(i)}, \dots, \dot{O}_{\partial 6}^{\partial \hat{a}(i)} \right\}, \quad (4)$$

где $\dot{O}_{\partial 1}^{\partial \hat{a}(i)}, \dots, \dot{O}_{\partial 6}^{\partial \hat{a}(i)}$ – технически возможный (нормативный) такт работы участка, с.

Для технически возможных тактов работы каждой единицы оборудования по участкам цеха учитывались технические, технологические параметры и режимы работы оборудования, уточнялась номенклатура выпускаемой продукции, определялась расчетная единица продукции (штука, пакет или партия) и ее характеристики (вес, количество, длина, объем и

т.п.); декомпозировались операции и элементы на машинные, машинно-ручные и ручные; строились циклические графики автономной работы оборудования для всех профилеразмеров. Формирование технически возможных тактов работы каждого участка осуществлялось с учетом пространственного размещения оборудования, его количества и характера взаимодействия. Процедура выбора технически возможных тактов работы системы (цеха) для каждого профилеразмера осуществлялась путем моделирования согласованной работы основного и вспомогательного оборудования по всем участкам цеха. При этом формировалось множество оценочных тактов – рассматривались возможные варианты возникновения производственных ситуаций в зависимости от изменения внешних и внутренних условий функционирования человеко-технической системы.

Для вычисления нормативных тактов работы участков были установлены нормативные коэффициенты использования каждого вида оборудования, которые определялись с учетом степени механизации, автоматизации оборудования, вспомогательных механизмов и приспособлений, а также уровня квалификации обслуживающего персонала.

Рассмотрим подробнее методику нормирования такта работы участка пакетировки, где влияние человеческого фактора особенно выражено. На остальных участках (нагрева, прокатки, термоупрочнения, охлаждения, порезки) методики нормирования тактов были изложены в статье [3].

На участке пакетировки установлено пять пакетосборных карманов.

Технически возможный такт работы пакетосборного кармана на линии определяется по формуле:

$$\dot{O}_{i\bar{e}}^{\dot{o}\hat{a}} = \frac{\tau_{\bar{n}\hat{a}} \cdot G_{i\bar{e}}}{q_{i\bar{a}} \cdot l_{\bar{a}} \cdot Z_{\bar{o}.i.}} + \frac{l_{\bar{a}}}{V_{\bar{o}\hat{a}}} \cdot (Z_{\bar{i}} - 1) + \tau_{i\hat{a}\hat{a}}, \quad (5)$$

где $\tau_{сб}$ – время сброса толкателем одной пачки в карман, с;

$\tau_{обв}$ – время обвязки пакета готового проката проволокой, с;

Z_n – количество пачек в готовом пакете, шт;

$Z_{ш.п.}$ – количество штанг в одной пачке, шт;

l_e – длина готовой пачки, м;

q_{ne} – масса погонного метра готового профиля, кг;

$G_{нк}$ – масса пакета готового проката, кг;

V_{pe} – скорость рольганга, м/с.

Время обвязки пакета готового проката определяется по формуле:

$$t_{i\hat{a}\hat{a}} = \frac{(\tau_{i\hat{a}\hat{a}1} + \tau_{i\hat{a}\hat{a}2} + \tau_{i\hat{a}\hat{a}3}) \cdot Z_{i\hat{a}\hat{a}}}{Z_{\bar{o}\hat{e}}} \quad (6)$$

где $\tau_{обв1}$ – время взятия рабочим обвязочной проволоки, с;

$\tau_{обв2}$ – время подхода рабочего к месту обвязки, с;

$\tau_{обв3}$ – время собственно обвязки проволокой пакета готового проката рабочим вручную;

$Z_{обв}$ – количество обвязок одной пачки готового проката, шт;

$Z_{чел}$ – количество рабочих одновременно производящих обвязку проволокой проката в нескольких местах.

На основе исследований выявлено, что человеческий фактор существенно влияет на такт работы участка пакетировки из-за выполнения ручных операций, колебания длительности которых составляют 20 – 30 % от средних значений. Поэтому были разработаны нормативные коэффициенты использования оборудования, где учитывались (корректирующим коэффициентом) доля влияния ручного труда.

По разработанной нормативной модели рассчитывались технически возможные такты, длительности операций и циклов, устанавливались нормативные значения коэффициентов использования оборудования, затем определялись нормативные такты работы участков с учетом сортамента и производственных ситуаций. Результаты реализации тактовой модели приведены на примере производства профиля (арматуры № 14) в таблице.

Технически возможные и нормативные такты работы производственной системы (цеха) выбирался из тактов работы каждой подсистемы (участка):

а) до модернизации

$$\dot{O}_{\tilde{n}}^{\partial\partial} = \max \{15,0; 21,75; 20,9; 16,5; 18,25; 23,8\} = 23,8 \text{ с}$$

$$\dot{O}_{\tilde{n}}^i = \max \{16,7; 23,6; 22,7; 18,1; 19,6; 28,0\} = 28,0 \text{ с}$$

б) после модернизации

$$\dot{O}_{\tilde{n}}^{\partial\partial} = \max \{15,0; 21,75; 20,9; 16,5; 18,25; 14,0\} = 21,75 \text{ с}$$

$$\dot{O}_{\tilde{n}}^i = \max \{16,7; 23,6; 22,7; 18,1; 19,6; 15,6\} = 23,6 \text{ с}$$

Сравнительный анализ полученных результатов технически возможных и нормативных значений тактов работы основного участка (прокатки) и вспомогательных участков (нагрева, термоупрочнения, охлаждения, порезки и пакетировки) показал, что «узким местом» в поточной системе является участок пакетировки, который лимитирует работу ведущего участка прокатки. Кроме этого, анализ организации трудовых процессов и условий труда рабочих на участке пакетировки выявил такие факторы, как использование ручного труда с тяжелой физической нагрузкой при повышенном уровне шума и тепловом излучении металла.

С целью улучшения условий и сокращения ручного труда рабочих на участке пакетировки, а также обеспечения ритмичной работы цеха в непрерывном технологическом потоке предлагается установить автоматизированную систему упаковки проката в пакеты, что даст возможность: улучшить качество готовых пакетов; уменьшить затраты времени на получение готового пакета; сократить затраты на обвязочные материалы; увеличить конкурентоспособность продукции на рынке за счет товарного вида и соответствия прокатной продукции требованиям мировых стандартов; сократить количество ручных операций за счет установки вязальных машин, что исключит человеческий фактор в процессе обвязки; увеличить учет, контроль и слежение за текущей информацией о пакетах за счет установки системы мониторингового слежения, расширить возможность поставки пакетов в зависимости от веса, длины и количества штанг.

В связи с вводом в эксплуатацию автоматизированных технологических пакетировочных линий предполагается снижение численности рабочих по уборке готового проката с шести до четырех человек в смену и клеймовщиков готового проката с четырех до двух человек в смену.

Расчет необходимой численности рабочих на участке пакетировки:

$$Ч_{y\partial} = Ч_{cm} \cdot K_{\partial} \cdot K_{n\partial}, \quad (7)$$

где $Ч_{y\partial}$ – численность рабочих в одну смену, чел;

K_{∂} – количество бригад, шт.;

$K_{n\partial}$ – коэффициент подмены.

В настоящее время на участке пакетировки по штатному расписанию и по нормативу рабочего персонала 44 человека (28 упаковщиков и 16 клеймовщиков). В результате ввода технологических линий высвобождается 15 человек (9 упаковщиков и 6 клеймовщиков). После предлагаемого внедрения автоматизированного производственного комплекса были определены технически возможный и нормативный такт работы участка пакетировки.

Технически возможный такт работы пакетирующего агрегата:

$$\begin{aligned} \dot{O}_{\tilde{i}\tilde{a}}^{\partial\partial} &= t_{\partial\tilde{e}} + \tau_{\tilde{i}\tilde{a}\tilde{a}}; \quad t_{\partial\tilde{e}} = t_k \cdot Z_{\tilde{n}\tilde{e}} + t_{\partial\partial.\partial} \cdot (Z_{\tilde{n}\tilde{e}} - 1); \quad t_{\partial\partial.\partial} = \frac{l_{\partial.\partial} - l_{\tilde{a}}}{V_{\partial\tilde{a}}}; \\ t_{\tilde{i}\tilde{a}\tilde{a}} &= \left(\frac{2S_{\tilde{i}\tilde{e}1}}{V_{\tilde{i}\tilde{e}1}} + \frac{d_{\tilde{i}\tilde{e}}}{V_{\tilde{a}\tilde{a}}} \right) \cdot Z_{\tilde{i}\tilde{a}\tilde{a}} + \frac{S_{\tilde{i}\tilde{e}2}}{V_{\tilde{i}\tilde{e}2}} \cdot (Z_{\tilde{i}\tilde{a}\tilde{a}} - 1), \end{aligned} \quad (8)$$

где $t_{ук}$ – время набора пакета проката машиной-укладчиком, с;
 $t_{обв}$ – время обвязки пакета пакетовязальной машиной, с;
 t_k – время кантовки слоя проката магнитным кантователем, с;
 $Z_{сл}$ – количество слоев в готовой пачке, шт;
 $t_{мр.у}$ – время транспортировки одного слоя к укладчику, с;
 $l_{р.у}$ – длина рольганга перед магнитным укладчиком, м;
 l_2 – длина готовой пачки, м;
 $S_{нк1}$ и $S_{нк2}$ – путь поперечного и продольного перемещения пакетовязальной машины, м;
 $V_{нк1}$ и $V_{нк2}$ – скорость поперечного и продольного перемещения пакетовязальной машины, м/с;
 $d_{нк}$ – диаметр обвязываемой пачки проката, м;
 $V_{вз}$ – скорость перемещения вязальной головки машины, м/с;
 $Z_{обв}$ – количество обвязок одной пачки готового проката, шт.

В связи с тем, что предлагаемая модернизация реализуется на участке пакетировки, значения технически возможного и нормативного тактов на этом участке изменяются, а на остальных – остаются неизменными.

Таким образом, после предлагаемых организационно-технических мероприятий на участке пакетировки путем внедрения автоматизированного процесса упаковки прокатной продукции, направленной на ликвидацию ручного труда, такты работы этого участка сократятся: технически возможный от 23,8 до 14 секунд; нормативный от 28 до 15,6 секунд. В результате этот участок не будет сдерживать работу основного (ведущего) участка, а такт работы системы будет соответствовать такту работы участка прокатки. Следовательно, при осуществлении предлагаемой модернизации такт работы системы (мелкосортного цеха) сократится: технически возможный от 23,8 с до 21,75 с; нормативный от 28 с до 23,6 с. Ожидаемый такт работы системы сократится от 33,5 с до 28,5 с. Загрузка прокатных клетей в зависимости от сортамента увеличится в среднем на 11 %, на других участках уровень загрузки оборудования повысится на 5 – 14 %. На участке пакетировки резервное время даст возможность в некоторых производственных ситуациях один или два агрегата не использовать, при этом сократятся издержки производства.

На основании моделирования работы основного и вспомогательного оборудования по участкам цеха были определены такты системы (технически возможные и нормативные) для заданного сортамента (круги диаметром 12 – 14 мм, арматура № 10 – 14, угловые профили). Затем рассчитаны показатели производственной программы цеха: производительности системы (технически возможные и нормативные) по сортаменту и средневзвешенные; фонд времени работы оборудования (нормативный и регламентированный), объемы производства по сортаменту на плановый (нормативный) период времени, производственная мощность (таблица).

После предлагаемой модернизации на участке пакетировки (с учетом капитальных вложений) выпуск продукции увеличится на 18 % за счет повышения производительности цеха на 16,7 т/ч и увеличения фонда времени его работы на 7 ч/год (при сокращении текущих простоев по организационным причинам). Кроме этого, сократится численность и фонд заработной платы рабочих, повысится производительность труда, снизится трудоемкость продукции и сократятся издержки производства. Годовая экономия от снижения производственной себестоимости единицы продукции и увеличения объема производства после предлагаемой модернизации на участке пакетировки составит 43,4 млн руб.

На основании анализа технико-экономических показателей, подробного изучения техники, технологии, организации производства и труда, комплексных исследований на каждом участке мелкосортного цеха было доказано, что на эффективность функционирования производственного процесса влияют не только технологические, но и в значительной степени трудовые процессы (таблица 1). Разработанная нормативная модель функционирования мелкосортного цеха позволила сформировать нормативную базу технико-экономических показателей, необходимых для планирования, прогнозирования и оперативного управления производством.

Таблица 1 – Прогнозирование показателей производственной программы мелкосортного цеха

Показатели	Единицы измерения	Расчетные значения для ПМ ₁	Фактические значения	Нормативные значения		Расчетные значения для ПМ ₂
				до	после	
				модернизации		
1. Календарное время	сут	365	365	365	365	365
	ч	8760	8760	8760	8760	8760
2. Капитальный ремонт	сут	–	–	–	3	–
	ч	–	–	–	72	–
3. Планово-предупредительные ремонты	сут	15	15,83	15,83	12,83	15
	ч	360	380	380	308	360
4. Номинальное время	ч	8400	8380	8380	8380	8400
5. Текущие простои:						
– технические	ч	140	164,3	158	158	140
– технологические	ч	185	210,8	192,6	192,6	185
– организационные	ч	360	395,5	372	365	354
(в том числе задержки на участке пакетировки)	(ч)	(6)	(10)	(7)	(–)	(–)
– независящие	ч	–	40,2	–	–	–
Итого текущих простоев	ч	685	810,8	722,6	715,6	679
6. Текущие простои к номинальному времени	%	8,2	9,7	8,6	8,5	8,1
7. Фактическое время	ч	7715	7569,2	7657,4	7664,4	7721
8. Производительность цеха	т/ч	107,3	76,4	91,1	107,8	117,1
9. Выпуск продукции	т	–	578286,88	697589,14	826222,32	–
10. Производственная мощность ПМ ₁ и ПМ ₂ – до и после модернизации на участке пакетирования	т	827819,5	–	–	–	904129,1
Коэффициент прироста выпуска продукции: $\hat{E}_{10}^{\hat{\Delta}i} = 826222,32 : 697589,14 = 1,18$						

Библиографический список

1. Мусатова А.И., Кадыков В.Н., Кулаков С.М. Оценивание производительности производственной системы на основе тактового подхода // Научное обозрение. – 2014. – № 5. – С. 253 – 262.
2. Мусатова А.И., Кулаков С.М., Кадыков В.Н. К оцениванию нормативных коэффициентов использования оборудования в прокатных цехах // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2010. – № 2. – С. 47 – 51.
3. Кадыков В.Н., Кулаков С.М., Мусатова А.И. Алгоритм оценивания ситуационных тактов работы прокатного комплекса // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2011. – № 8. – С. 61 – 69.
4. Kulakov S.M., Musatova A.I., Kadykov V.N., Baranov P.P. Timing Models in the Reengineering of Metallurgical Production Systems // Steel in Translation. 2015. Vol. 45, no. 5, pp. 367 – 375.
5. Медиков В.Я. Производственные мощности и их использование / В.Я. Медиков – М.: МГУП, 2002. – 264 с.
6. Dusan Malindzak, Andrzej Gazda. The principles and specifics of logistics of metallurgical production // Metal, 2011, 5 pp. 18-20.
7. P. Snapka, M. Mikusova, K. Janovska, A. Samolejova Simulation model of metallurgical production management // Metall, 2013, pp. 429-431.

УДК 624.7.001.5

ПОСТРОЕНИЕ НОРМАТИВНОЙ МОДЕЛИ РАБОТЫ ОПЕРАТОРОВ-ВОЛОЧИЛЬЩИКОВ В РЕЖИМЕ МНОГОСТАНОВОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ

Кадыков В.Н., Мусатова А.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк, Россия, musatova-ai@yandex.ru*

Аннотация. Рассмотрена задача определения рационального количества волочильных станов, которые может одновременно обслуживать один рабочий-оператор. Для ее решения построена многовариантная имитационная модель человеко-машинной системы «оператор – волочильные станы». Результаты моделирования и оптимизации представлены в табличной форме для разных типов волочильных станов метизного производства.

Ключевые слова: оператор-волочильщик, трудовые операции, многостановое обслуживание, моделирование, нормативы, нормы выработки.

CONSTRUCTION OF THE NORMATIVE MODEL OF WORK OPERATORS OF SCRAPERS IN THE MODE MULTIPLE SERVICE

Kadykov V.N., Musatova A.I.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, musatova-ai@yandex.ru*

Abstract. The task of determining a rational number of drawing mills that can be simultaneously served by one worker-operator is considered. To solve this problem, a multivariate imitational model of a human-machine system “operator-draw mills” has been built. The results of modeling and optimization are presented in tabular form for different types of wire mills for hardware production.

Key words: drag operator, labor operations, multi-service, modeling, standards, production standards.

Анализ проведенных комплексных исследований производственных процессов на участках грубого, среднего и тонкого волочения сталепроволочного цеха металлургического предприятия позволили сформировать нормативную базу показателей для действующих волочильных станков.

Волочильный стан, предназначенный для холодной деформации проволоки, представляет собой человеко-машинную (активную) систему, состоящую из механизмов, приспособлений и оборудования, связанных единым производственным процессом, в котором непосредственно участвуют рабочий. Эффективное функционирование такой системы зависит от степени соответствия и уровня согласованности действий всех ее элементов (технических, технологических, трудовых).

В рассматриваемом волочильном отделении метизного производства станы подразделяются на группы в зависимости от кратности (от одного до семи) процесса волочения, диаметра чистового барабана и диаметра протягиваемой проволоки. Следует отметить особенности функционирования волочильных станков. При изготовлении каждой единицы готовой продукции одна операция является машинной (параллельно которой рабочий осуществляет контроль и активное наблюдение за ходом процесса волочения) и три – пять операций являются ручными (трудовыми) с различным количеством их элементов и микроэлементов в зависимости от типа стана, в которых рабочий выполняет непосредственные действия, связанные с подготовкой к процессу волочения и выдачей готовой продукции, а также выполняет необходимые функции оперативного управления комплексным процессом. В случаях возникновения сбоев, остановок в технологическом процессе рабочий самостоятельно оперативно принимает и реализует рациональные решения по регулированию и ликвидации производственных ситуаций. Таким образом, в человеко-машинной сложной и динамичной системе важная роль принадлежит рабочему, от деятельности которого зависит объем, качество, затраты и прибыль выпускаемой продукции.

С целью повышения эффективности управления трудовыми ресурсами предложена нормативная модель функционирования человеко-машинной системы в режиме многостанового обслуживания. Анализ сформированной нормативной базы показателей системы «волочильный стан – волочильщик», включающей длительности операций (машинных, машинноручных и ручных), дал возможность оптимизировать количество волочильных станков, которое реально может обслуживать один рабочий-оператор. Для этого разработана нормативная модель функционирования человеко-машинной системы в режиме многостанового обслуживания.

Для выявления возможности двухстанового обслуживания проводились фотохронометражные наблюдения по сменам за работой одностановых человеко-машинных систем. Фиксировались действия операторов-волочильщиков, выполняемых ими трудовых операций (перекрываемых и неперекрываемых машинным временем) в зависимости от планировки рабочих мест и маршрутов движения операторов (рисунок 1, а). На основе комплексной обработки наблюдений определялись нормативные значения далее рассматриваемых показателей.

Нормативное время занятости рабочего (оператора) при обслуживании одного волочильного стана:

$$\tau_{\zeta N}^i(i) = \sum_{n=1}^{n^*} \tau_{\div, i}^i(i) + \sum_{z=1}^{z^*} \tau_{i\delta, z}^i(i) + \tau_a^i(i); \quad (1)$$

$$\tau_{\div, i}^i(i) = \frac{\tau_{\div, i}^{i\hat{a}}(i)}{k_{\div, i}^i(i)}; \quad \tau_{i\delta, z}^i(i) = \frac{\tau_{i\delta, z}^{i\hat{a}}(i)}{k_{i\delta, z}^i(i)}; \quad (2)$$

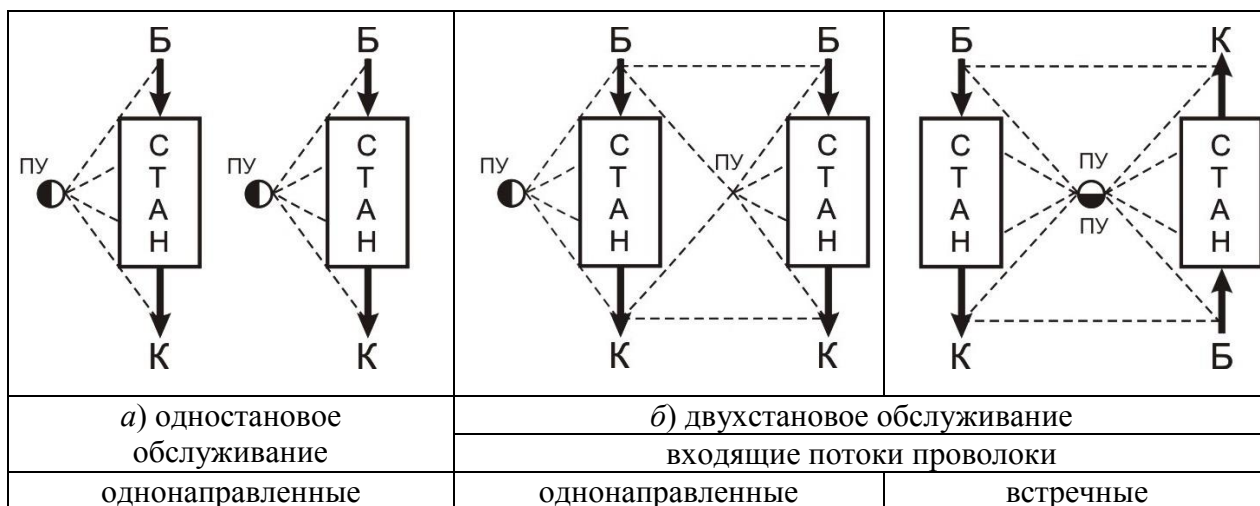


Рисунок 1 – Схемы маршрутов движения операторов при одно- (а) и многостановом (б) обслуживании: ● – рабочий-оператор; ПУ – пульт управления; Б – бунт катанки; К – катушка готовой проволоки

$$\tau_{aN}^i(i) = t_{iN}^i(i) \cdot k_a; \quad t_{iN}^i(i) = \frac{t_{iN}(i)}{k_i^i(i)}, \quad (3)$$

где $\tau_{aN}^i(i)$, $\tau_{i\bar{z},i}^{ia}(i)$ – нормативное и минимально возможное время выполнения рабочим n -ой циклической операции (и их элементов) при изготовлении единицы i -ой продукции, неперекрываемое машинным временем волочения, ч;

$\tau_{i\bar{z},z}^i(i)$, $\tau_{i\bar{z},z}^{ia}(i)$ – нормативное и минимально возможное время выполнения рабочим z -ой операции (и их элементов), перекрываемое машинным временем, ч;

$k_{i\bar{z},i}^i(i)$, $k_{i\bar{z},z}^i(i)$ – нормативные коэффициенты нестабильности выполнения ручных операций (и их элементов); $\tau_{aN}^i(i)$ – нормативное время активного (визуального) наблюдения рабочим за технологическим процессом волочения, ч;

$t_{iN}^i(i)$, $t_{iN}(i)$ – нормативное и технически возможное машинное время для i -го диаметра проволоки, N -ой скорости волочения, ч;

k_a – коэффициент, учитывающий регламент активного наблюдения ($k_a = 0,1 - 0,2$);

k_i^i – нормативный коэффициент использования оборудования (стана).

Нормативное время активного наблюдения операторами-волочильщиками за процессом волочения устанавливалось для каждого типа станов с учетом следующих обязательных действий: поэтапный контроль диаметра проволоки и работы оборудования, проверка наличия и качества технологической смазки, контроль подачи проволоки на входе (с бунта или катушки) и на выходе (при формировании готового изделия в виде мотка или катушки). Для станов, работающих с заготовочной проволокой (катанкой в бунтах) дополнительно учитывалось время занятости рабочего в связи с поправкой витков на размоточном устройстве. Исключение составляют станы, работающие с термически обработанной проволокой в катушках, так как при заполнении катушек проволока располагается в них ровными рядами.

Нормативное время незанятости рабочего (машинно-свободное время) в процессе волочения i -го диаметра проволоки при изготовлении единицы продукции:

$$t_{i\bar{N}}^i(i) = t_{iN}^i(i) - \left[\sum_{z=1}^{z^*} \tau_{i\bar{z},z}^i(i) + \tau_a^i(i) \right]. \quad (4)$$

Если $t_{inN}^i(i) \geq 0$, то рассматривается вопрос определения рационального количества станков, которые может обслуживать один рабочий.

Проектное время занятости рабочего при обслуживании S однотипных волоочильных станков:

$$\tau_{\zeta N}^i(S, i) = \tau_{\zeta N}^i(i) + \tau_{nx}^i(S, i); \quad (5)$$

$$\tau_{nx}^i(S, i) = \frac{\tau_{nx}^{ia}(S, i)}{k_{in}^i(S, i)}; \quad \tau_{nx}^{ia}(S, i) = \frac{l_{i0}}{V_{ix}} \cdot k_{ix}, \quad (6)$$

где $\tau_{nx}^i(S, i), \tau_{nx}^{ia}(S, i)$ – нормативное и минимально возможное время перехода рабочего от одного стана к другому, ч;

$k_{in}^i(S, i)$ – нормативный коэффициент, учитывающий нестабильность маршрутного пути рабочего;

l_{i0} – длина рационального маршрута рабочего, м;

V_{ix} – скорость перемещения рабочего, м/мин;

k_{ix} – проектное количество переходов рабочего при изготовлении единицы продукции, шт.

Нормативное время на переходы рабочего от одного стана к другому устанавливалось с использованием имитационного моделирования действий рабочих при обслуживании S станков с учетом рациональных маршрутов и количества переходов в зависимости от веса и вида продукции (рисунок 1, б). Так, если станки производят большегрузные мотки весом 1,5 т, то рабочему необходимы дополнительные переходы для промежуточной увязки большегрузных мотков и т.д.

Проектное время незанятости рабочего (машинно-свободное время) в процессе волочения при обслуживании S станков:

$$t_{icN}^i(S, i) = t_{icN}^i(i) - \tau_{ix}^i(S, i). \quad (7)$$

Проектное оперативное время рабочего:

$$t_{in, N}^i(S, i) = t_{icN}^i(i) + \tau_{\zeta N}^i(S, i). \quad (8)$$

Коэффициент занятости рабочего при изготовлении единицы продукции в режиме многостанового обслуживания:

$$k_{\zeta, N}(S, i) = \frac{\tau_{\zeta N}^i(S, i)}{t_{in, N}^i(S, i)} \leq k_{\zeta}^*(i); \quad k_{\zeta}^*(i) \in (0,4 \div 0,7). \quad (9)$$

Расчетное количество волоочильных станков, которое может обслуживать один рабочий:

$$S_N(i) = \left[\frac{t_{inN}^i(S, i)}{\tau_{\zeta N}^i(S, i)} + 1 \right] \cdot k^i, \quad (10)$$

где k^i – общий коэффициент, учитывающий нормативные скрытые и текущие простои при S -станом обслуживании.

Норма выработки рабочего при многостановом обслуживании:

$$H_{\div-i, N}(S, i) = P_{\div-i, N}^i(i) \cdot S_N^i(i) \cdot \hat{O}\hat{A}_{\div-i, \hat{n}}^i(S, i), \text{ т/смена} \quad (11)$$

$$\hat{O}\hat{A}_{\div-i}^i(S, i) = \hat{E}\hat{A}_{\hat{n}}^i - \left[\sum_{i=1}^i t_{\delta\hat{a}}^i + t_{\hat{o}}^i(i) + t_{\hat{o}\hat{o}}^i(i) + t_{\hat{n}\hat{a}i}^i(i) + t_{\hat{i}\hat{o}\hat{a}}^i(i) \right], \quad (12)$$

Таблица 1 – Результаты моделирования человеко-машинной системы в режиме многостанового обслуживания

Диаметр готовой проволоки, мм	Маши- нное время воло- чения, мм	Нормативное время			Опера- тивное время, мин	Коэффициенты		Количество стан- ов на одного рабочего, шт.		Норма- тивная произ- води- тель- ность стана, т/ч	Норма- тивный фонд времени, ч/смена	Норма выработки рабочего, т/смена
		активно- го наблю- дения, мин	занято- сти ра- бочего, мин/шт.	незаян- тости рабоче- го, мин		занято- сти ра- бочего	исполь- зования системы	рас- четное	уста- нов- лен- ное			
Волоочильные станы 1/350 работают с катушки на моток (0,06 т)												
1,4	54,36	2,72	13,62	48,83	62,45	0,22	0,60	3,0	2	0,039	6,08	0,474
1,4	41,67	2,08	12,98	36,78	49,77	0,26	0,65	2,5	2	0,049	6,08	0,596
1,4	27,03	1,35	12,25	22,88	35,13	0,35	0,60	1,7	1	0,070	-	-
Волоочильные станы 2/550 работают с бунта на катушку (1 т)												
5,0	27,41	2,74	9,44	24,20	3,64	0,28	0,88	3,1	2	1,592	6,50	20,70
5,0	19,94	1,99	8,69	17,48	26,17	0,33	0,88	2,6	2	2,042	6,50	26,55
5,0	14,78	1,48	8,18	12,83	21,01	0,39	0,87	2,4	2	2,538	6,50	33,02
Волоочильные станы 3/350 работают с бунта на моток (1,5 т)												
3,5	78,43	7,84	21,10	68,41	89,51	0,24	0,77	3,3	2	0,875	6,67	11,67
3,5	56,34	5,63	18,89	48,53	67,42	0,28	0,77	2,7	2	1,150	6,67	15,34
3,5	40,40	4,04	17,30	34,18	51,48	0,34	0,76	2,3	2	1,515	6,67	20,27
Волоочильные станы 7/350 работают с катушки на катушку (1 т)												
1,6	132,98	13,30	16,70	119,21	135,91	0,12	0,82	6,7	3	0,377	7,0	7,92
1,6	96,15	9,61	13,01	86,07	99,08	0,13	0,82	6,3	3	0,518	7,0	10,88
1,6	77,16	7,72	11,12	68,97	80,09	0,14	0,82	5,9	3	0,641	7,0	13,46

где $P_{i,N}^i(i)$ – нормативная производительность однотиповой человеко-машинной системы [1], т/ч;

$\hat{O}_{i,\tilde{n}}^i(S,i)$ – нормативный фонд времени работы человеко-машинной системы, учитывающий регламентированные перерывы $\sum_{i=1}^i t_{\delta\tilde{a}}$ оператора (обед, отдых, личные надобности), нормативные простои при совпадении ручных операций $t_{\tilde{n}\hat{a}i}^i$ в период обслуживания S -станов, нормативны простои по техническим t_{δ}^i , технологическим $t_{\delta\delta}^i$ и организационным $t_{\delta\delta}^i$ причинам, ч/смена.

Нормативные простои (остановки), связанные с совпадением операций на соседних станах оценивались с учетом эмпирически выявленной закономерности: чем больше продолжительность машинного времени и меньше ручных операций, тем менее вероятны остановки стана из-за совпадения ручных операций.

Моделирование трудовых процессов рабочих-операторов при обслуживании каждым из них нескольких волоочильных однотипных или разнотипных станов позволило определить целесообразность использования многостанового режима работы. Результаты практических расчетов показали, что в анализируемом волоочильном отделении метизного производства многие типы станов могут попарно обслуживаться одним рабочим. Фрагменты расчетов для некоторых станов приведены в таблице.

Анализ результатов моделирования человеко-машинной системы выявил, что конкретные станы (попарно) могут работать в комплексе: «два волоочильных стана – один оператор» (станы 6/550, 5/550, 4/550, 3/550, работающие с бунта на катушку или на моток весом 1 т; станы 1/550 – с катушки на моток (0,1 т) при диаметрах готовой проволоки 1,6 – 2,3 мм; станы 1/350 – с катушки на моток (0,06 т) при второй и третьей скорости волочения. Станы 7/350, работающие с катушки на катушку (1 т) имеют значительный резерв машинно-свободного времени, поэтому целесообразно одному оператору обслуживать одновременно три стана. С внедрением двухстанового обслуживания улучшатся технико-экономические показатели в волоочильном отделении метизного производства (сократится численность рабочих на 24 чел., увеличится производительность труда в 1,35 раза, уменьшится себестоимость продукции на 2 %).

Таким образом, уточнена и конкретизирована методика определения норм времени и норм выработки операторов-волоочильщиков в условиях многостанового обслуживания с учетом скорости волочения, диаметра и вида готовой проволоки, нормативной производительности волоочильных станов каждого типа.

Библиографический список

1. Мусатова А.И., Кулаков С.М. Особенности построения нормативной модели производительности волоочильных станов // Научное обозрение. – 2014. – № 3. – С. 139 – 149.
2. Вайсман Д.И. Расчет и анализ использования производственных мощностей метизной промышленности / Д.И. Вайсман, З.А. Герасимова, Р.Ш. Рубин. – М.: Металлургия, 1985. – 48 с.
3. Мусатова А.И., Кулаков С.М., Кадыков В.Н. К оцениванию нормативных коэффициентов использования оборудования в прокатных цехах // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2010. – № 2. – С. 47 – 51.
4. Рубин Г.Ш., Гун Г.С., Поляков М.А. Стандартизация метизной продукции: особенности, проблемы, перспективы развития // Известия ТулГУ. Технические науки. 2014. – № 10-2. – С. 28 – 33.
5. Kulakov S.M., Musatova A.I., Kadykov V.N., Baranov P.P. Timing Models in the Reengineering of Metallurgical Production Systems // Steel in Translation. 2015. Vol. 45, no. 5, pp. 367

– 375.

6. Генкин, Б.М. Организация, нормирование и оплата труда на промышленных предприятиях: Учебник для вузов / Б.М. Генкин. - М.: НОРМА, 2013. - 480 с.

7. Geraskin M.I., Egorova V.V. The algorithm for dynamic optimization of the production cycle in bearing industry. Information Technology and Nanotechnology. 2016. pp. 552 – 568.

8. Голубчик Э.М., Кузнецова А.С., Рубин Г.Ш. Гунн Г.С., Дыя Х. Применение модели и принципов технологической адаптации показателей качества в процессах производства метизного производства // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2016. № 1. С. 101 – 108.

УДК 621.771:669.424

РАЗРАБОТКА ПРОГРЕССИВНЫХ КАЛИБРОВОК АСИММЕТРИЧНЫХ РЕЛЬСОВЫХ ПРОФИЛЕЙ НА УНИВЕРСАЛЬНОМ РЕЛЬСОБАЛОЧНОМ СТАНЕ АО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Дорофеев В.В.¹, Добрянский А.В.¹, Фастыковский А.Р.²

¹*АО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
г. Новокузнецк, Россия, Andrey.Dobryanskij@evraz.com*

²*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия*

Аннотация. В представленной работе рассмотрены теоретические и технологические аспекты освоения производства остряковых и усовиковых рельсов на новом универсальном рельсобалочном стане АО «ЕВРАЗ ЗСМК». Приведены результаты научно-практических исследований технологии прокатки этих асимметричных рельсовых профилей. Описаны выявленные недостатки проектных калибровок, выявлены причины образования поверхностных дефектов при прокатке данных профилей. По итогам проведенного анализа разработаны прогрессивные калибровки валков для асимметричных рельсовых профилей.

Ключевые слова: калибровка валков, асимметричные рельсовые профили, режим прокатки, универсальный прокатный стан, горячая прокатка, дефекты поверхности.

DEVELOPMENT OF ADVANCED ROLL PASS DESIGNS FOR ASYMMETRIC RAIL PROFILES AT THE UNIVERSAL RAIL-AND-STRUCTURAL STEEL MILL OF JSC "EVRAZ ZSMK"

Dorofeev V.V.¹, Dobryanskij A.V.¹, Fastykovskij A.R.²,

¹*JSC «EVRAZ Consolidated West Siberian Metallurgical Plant»,
Novokuznetsk, Russia, Andrey.Dobryanskij@evraz.com*

²*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, Andrey.Dobryanskij@evraz.com*

Abstract: In the presented paper, theoretical and technological aspects of the development of the manufacturing of switch point rails and wing rails at the new universal rail-and-structural steel mill of JSC «EVRAZ ZSMK» are considered. The results of scientific and practical research of the rolling technology of these asymmetric rail profiles are presented. The identified shortcomings of the project roll pass designs are described, the causes of the formation of surface imperfections during rolling of these profiles are identified. Based on the results of the analysis, advanced roll pass designs for asymmetric rail profiles have been developed.

Key words: Roll pass design, asymmetric rail profiles, rolling schedule, universal mill, hot rolling, surface imperfections.

Обозначившаяся в последние годы тенденция к увеличению скорости движения железнодорожных поездов [1 – 7] обуславливает соответствующее повышение требований к качеству железнодорожных переводов, являющихся наиболее быстроизнашивающимися элементами верхнего строения рельсового пути. В верхнее строение пути, помимо железнодорожных рельсов, входят острия и усовики – элементы железнодорожных переводов. Острия и усовики изготавливаются на специализированных предприятиях из остриевых и усиковых рельсов (рисунок 1). Поэтому актуальны вопросы, связанные с разработкой технологии прокатки таких рельсов.



Остриевый рельс типа ОР65

Усиковый рельс типа УР65

Рисунок 1 – Профиль поперечного сечения асимметричных рельсовых профилей (мм)

Цель работы – разработка прогрессивных калибровок остриевых и усиковых рельсов на универсальном рельсобалочном стане, которые позволят повысить качество выпускаемой продукции и производительность прокатного стана.

В настоящее время исследованиям процесса прокатки железнодорожных рельсов посвящено большое число работ, однако процессы прокатки и калибровки остриевых и усиковых рельсов на универсальных рельсобалочных станах изучены недостаточно. Профиль поперечного сечения остриевых и усиковых рельсов асимметричен в двух плоскостях – в горизонтальной и вертикальной. Поэтому калибровка этих рельсов отличается от калибровки железнодорожных рельсов, а технология прокатки значительно затрудняется при формировании профиля в двухвалковых и универсальных калибрах чистовой непрерывной реверсивной группы клетей.

Работа выполнена на универсальном рельсобалочном стане АО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат» (АО «ЕВРАЗ ЗСМК»). Прокатный стан имеет в своем составе две последовательно расположенные двухвалковые реверсивные обжимные клетки BD1 и BD2 и чистовую непрерывную группу клетей, состоящую из двух универсальных клетей UR и UF, между которыми установлена вспомогательная двухвалковая клеть Эджер, а также имеется отдельно стоящая чистовая универсальная клеть U0. Подробное описание стана приведено в работе [8].

Опыт прокатки остриевых и усиковых рельсов по проектной калибровке показал, что она имеет ряд недостатков [9, 10].

На основе результатов теоретических исследований и производственных экспериментов, проведенных в условиях действующего универсального рельсобалочного стана АО «ЕВРАЗ ЗСМК», были разработаны прогрессивные калибровки для прокатки асимметричных рельсовых профилей, к которым относятся остриевые и усиковые рельсы.

При совершенствовании схемы прокатки остриевых и усиковых рельсов основные усилия были сосредоточены на оптимизацию калибровки обжимных клетей BD1 и BD2. Проектная схема прокатки остриевых рельсов, представленная поставщиками оборудования рельсобалочного стана, включала в себя деформацию металла в обжимных клетях BD1 и BD2 за семь проходов в каждой клетке с последующей прокаткой в универсальной группе клетей за три прохода. Такая схема имела ряд существенных недостатков, связанных с применением разрезного прямого калибра закрытого типа в обжимной клетке BD2 (рисунок 2,а). В частности, имело место интенсивное налипание металла по периметру стенок этого калиб-

ра; отсутствовала возможность его восстановления по ширине при регламентированном съеме металла при переточке валков; на выходе из калибра клетки BD2 происходило скручивание раскатов. Эти недостатки приводили к снижению производительности стана в результате дополнительных простоев и повышению отбраковки рельсов из-за образования поверхностных дефектов, идентифицируемых как «прокатная плена».

С целью устранения перечисленных недостатков была разработана новая прогрессивная калибровка, предусматривающая замену разрезного прямого калибра клетки BD2 косым закрытым калибром. Кроме того, новая схема прокатки предусматривает снижение числа проходов в клетке BD2 благодаря интенсификации режима обжатий в первой обжимной клетке BD1 (рисунок 2,б).

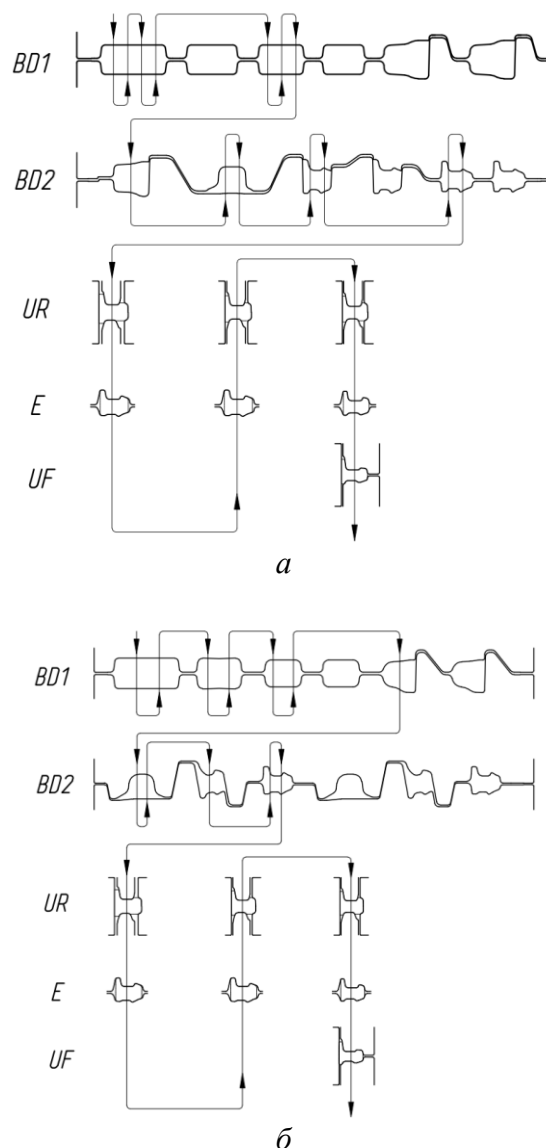


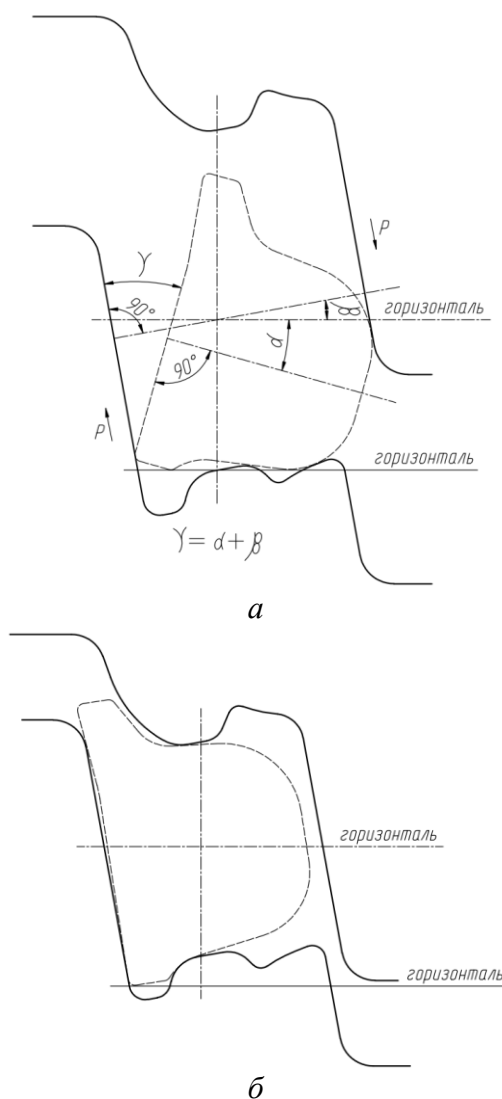
Рисунок 2 – Проектная (а) и новая (б) схема прокатки острияковых рельсов типа ОР65

Положение раската из трапецевидного ребрового калибра в разрезном косом калибре закрытого типа во время захвата показано на рисунке 3,а.

Как показал опыт прокатки острияковых рельсов, процесс захвата раската из трапецевидного ребрового калибра в разрезном косом закрытого типа калибре с разъемами со стороны длинного фланца подошвы и головки по диагонали не может осуществляться без раскантовки раската из трапецевидного калибра (повернутого на 90°) кантующим оборудованием на угол поворота раската в разрезном калибре γ и удержания его до момента захвата валками (рисунок 3,б). Угол γ равен сумме углов α и β (α – угол наклона раската из трапецевидного

ребрового калибра относительно горизонтальной оси после его кантовки перед задачей в разрезной калибр; β – угол наклона относительно горизонтали косоугольного закрытого калибра). Это связано с тем, что из-за особенностей конструкции разрезного калибра направление действия сил P , создающих момент скручивания раската во время захвата в очаге деформации, только затрудняет возможность увеличения угла наклона относительно горизонтали между раскатом и разрезным калибром, что приводит к скручиванию раската, повреждению валков, налипанию металла на ручки калибра и получению дефекта «плена» на готовом рельсе.

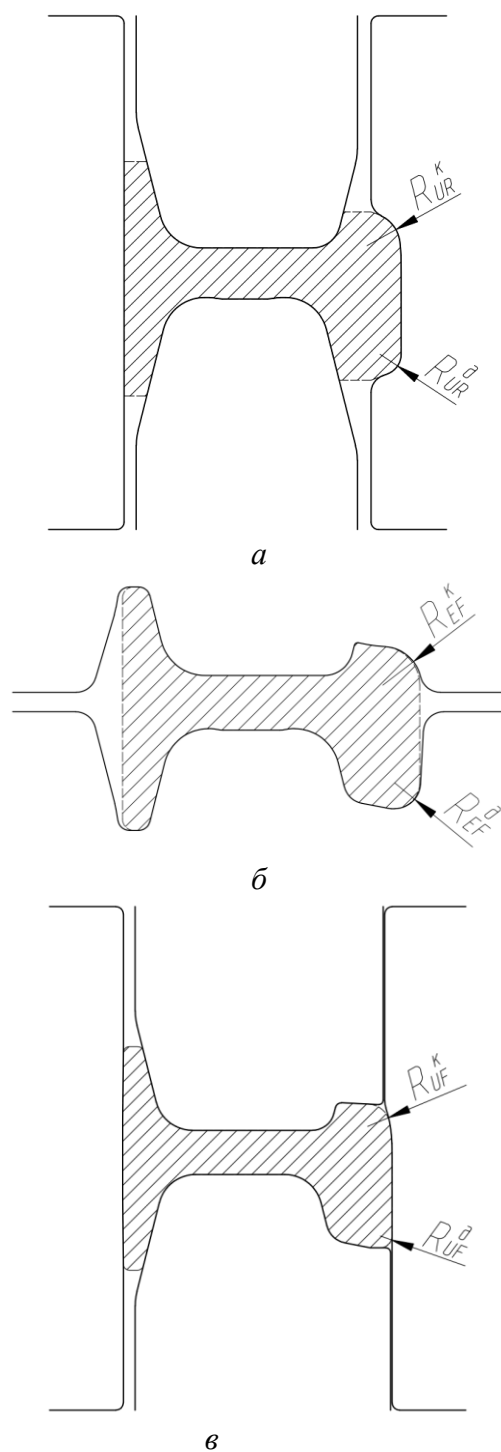
Опытно-промышленное опробование и внедрение нового режима прокатки остроговых рельсов показало значительное улучшение технико-экономических показателей работы универсального рельсобалочного стана. В частности, в результате снижения числа проходов в обжимной клети BD2 достигнуто уменьшение цикла прокатки на 22,5 с, что обусловило повышение производительности стана при производстве остроговых рельсов на 39,8 т/ч.



а – из трапециевидного ребрового калибра в разрезном калибре во время захвата;
б – необходимое положение раската при разрезке в косом закрытом калибре

Рисунок 3 – Положение раската в калибре

В процессе разработки схемы прокатки усовиковых рельсов в качестве основного объекта для улучшения выбрали финишную стадию прокатки рельсов в универсальных клетях. Согласно разработанной калибровке усовиковых рельсов [11], прокатка на последнем этапе осуществляется последовательно в четырехвалковом универсальном калибре клети UR (рисунок 4,а), предчистовом вспомогательном открытом двухвалковом калибре клети Эджер (рисунок 4,б) и четырехвалковом чистовом калибре клети UF (рисунок 4,в).



$R_{UR}^k, R_{EF}^k, R_{UF}^k$ – радиусы сопряжения поверхности катания с боковыми поверхностями головки рельса со стороны короткого фланца в калибрах клеток UR, Эджер и UF соответственно; $R_{UR}^d, R_{EF}^d, R_{UF}^d$ – радиусы сопряжения поверхности катания с боковыми поверхностями головки рельса со стороны длинного фланца в калибрах клеток UR, Эджер и UF соответственно

Рисунок 4 – Схема прокатки усовиковых рельсов в непрерывной группе клеток универсального рельсобалочного стана

В универсальном четырехвалковом калибре, предшествующем предчистовому двухвалковому открытому калибру, обработку осуществляют только опорных участков рельса, в предчистовом вспомогательном калибре осуществляют контроль ширины подошвы и головки, а также предварительное формирование радиуса сопряжения поверхности катания с боковыми поверхностями головки. В чистовом четырехвалковом калибре формирование го-

ловки осуществляют в трехвалковом участке с разъемами между буртами вертикального вала и торцами горизонтальных валков в местах сопряжения поверхности катания с боковыми поверхностями головки рельса.

В соответствие с разработанной схемой прокатки выполнение требуемых радиусов сопряжения поверхности катания с боковыми поверхностями головки готового рельса, получаемых за счет неконтролируемого течения металла в разъеме валков чистового калибра, зависит от величины вертикального и горизонтального обжатия головки в чистовом калибре и величины соответствующего радиуса в предчистовом вспомогательном калибре. Величина радиусов сопряжения поверхности катания с боковыми поверхностями в предчистовом вспомогательном калибре определяются по установленному соотношению:

$$R_{EF} = \frac{R_{UF}}{k} + \frac{\Delta h}{2} + \Delta b,$$

где R_{EF} – величина радиусов сопряжения поверхности катания с боковыми поверхностями головки рельса в предчистовом открытом двухвалковом калибре, мм;

R_{UF} – величина радиусов сопряжения поверхности катания с боковыми поверхностями головки рельса в чистовом четырехвалковом универсальном калибре, мм;

k – коэффициент формоизменения радиуса сопряжения поверхности катания с боковыми поверхностями головки рельса в чистовом калибре;

Δh – величина вертикального обжатия головки в чистовом калибре, мм;

Δb – величина горизонтального обжатия головки в чистовом калибре, мм.

Для гарантированного выполнения требуемой величины внешних радиусов сопряжения поверхностей головки профиля установленные практикой значения деформации головки и величина коэффициента формоизменения радиуса рекомендуется принимать в следующих пределах: $\Delta h = 2 \div 4$ мм; $\Delta b = 3 \div 6$ мм и $k = 0,85 \div 0,95$, причем меньшее значение принимается для максимальных значений обжатий, а большее – для минимальных значений обжатия головки.

При значениях обжатия Δh менее 2 мм и Δb менее 3 мм возможно нечеткое оформление поверхности катания головки профиля.

При значениях Δh более 4 мм и Δb более 6 мм возможно неполучение требуемого внешнего радиуса сопряжения поверхностей головки рельса из-за переполнения калибра.

Выводы: На основании результатов теоретических исследований и экспериментов, проведенных в условиях действующего рельсобалочного стана, разработана новая схема прокатки острых рельсов. Отличительными особенностями новой схемы прокатки являются: интенсифицированный режим обжатий в первой обжимной клети, снижение количества проходов во второй обжимной клети и применение разрезного рельсового наклонного калибра с разъемами по диагонали взамен разрезного рельсового калибра закрытого типа. Использование прогрессивной калибровки усиковых рельсов обеспечило лучшее выполнение геометрии профиля, повышение прямолинейности по боковым граням и эксплуатационную стойкость головки рельса.

Внедрение усовершенствованных режимов прокатки острых и усиковых рельсов на универсальном рельсобалочном стане АО «ЕВРАЗ ЗСМК» позволило повысить производительность стана и улучшить качество поверхности рельсовых асимметричных профилей. Экономическая эффективность от внедрения прогрессивных калибровок данных профилей составила 30 млн. руб./год.

Библиографический список

1. Stalinskii D.V., Rudyuk A.S. Production and Quality of Rails // Steel in Translation. 2011/ Vol. 41. No. 5. Pp. 73 – 77.
2. Samoilovich Yu.A. Possibility of producing railway rails with increased strength and minimum buckling // Metallurgist. 2012. Vol. 55. No. 11. Pp. 903 – 911.

3. Sinel'nikov V.A., Filippov G.A. Technological Aspects of Improving the Quality and Service Properties of Railroad Rails // Metallurgist. 2001. Vol. 45. No. 9. Pp. 403 – 407.
4. Golovatenko A.V., Umansky A.A., Dorofeev V.V. Analysis of the main trends in the development of rail production in Russia and abroad. IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering. 2016. No. 150. 012002 S.
5. Свойковски У., Нерзак Т. Производство рельсов высокого качества с использованием компактных универсальных клетей и технологий Rail Cool. Металлургическое производство и технология (МРТ) // Черные металлы. 2006. № 2. С. 50 – 56.
6. Никитина Л.А. Состояние и перспективы развития производства проката в России и за рубежом. Ч. IV // Производство проката. 2000. № 11. С. 2 – 10.
7. Смирнов В.К., Бондин А.Р., Михайленко А.М. Исследование прокатки рельсов в универсальных клетях // Производство проката. 2002. № 12. С. 24 – 30.
8. Головатенко А.В., Волков К.В., Александров И.В., Кузнецов Е.П., Дорофеев В.В., Сапелкин О.И. Ввод в эксплуатацию универсального рельсобалочного стана и освоение технологии производства рельсов на современном оборудовании в рельсобалочном цехе АО «ЕВРАЗ ЗСМК» // Черная металлургия. 2014. № 6 (1374). С. 32 – 38.
9. Дорофеев В.В., Уманский А.А., Головатенко А.В., Кадыков В.Н., Добрянский А.В. Анализ и разработка калибровки прокатных валков для производства асимметричных рельсовых профилей в условиях универсального рельсобалочного стана // Изв. вузов. Черная металлургия. 2017. Т. 60. № 12. С. 941 – 947.
10. Уманский А.А., Дорофеев В.В., Головатенко А.В., Добрянский А.В. Совершенствование режимов прокатки рельсовых профилей специального назначения при их производстве на универсальном рельсобалочном стане // Черные металлы. 2018. № 10. С. 38 – 41.
11. Патент 2627140 РФ: МПК51 В 21 В 1/08. Способ прокатки рельсов / Г.Н. Юнин, А.В. Головатенко, В.В. Дорофеев, А.В. Добрянский, С.В. Степанов; заяв. и патентообл. АО «ЕВРАЗ ЗСМК» № 2016139929; заявл. 10.10.2016; опубл. 03.08.2017, Бюл. № 22.

УДК 621.74-034:669.018.28

ИССЛЕДОВАНИЕ ОПЫТНЫХ ДЕТАЛЕЙ ДЛЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ НА ИЗНОС И УДАР В ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Исагулов А.З., Квон Св.С., Куликов В.Ю.

*Карагандинский государственный технический университет,
г. Караганда, Республика Казахстан, mlpikm@mail.ru*

***Аннотация.** В работе приведены результаты производственных исследований деталей из опытных износостойких сплавов. Выплавляли чугуны с повышенным содержанием никеля и ванадия и сталь с легирующими элементами, которые меняются в широких пределах от 15 % до тысячных долей. Износостойкость опытных образцов увеличивается примерно на 30-34 %.*

***Ключевые слова:** Износостойкость, легирование, металлургические агрегаты, мелющие тела, сплав.*

RESEARCH OF SKILLED DETAILS FOR METALLURGICAL EQUIPMENTS ON WEAR AND BLOW UNDER PRODUCTION CONDITIONS

Issagulov A.Z., Kvon Sv. S., Kulikov V.Yu.

*Karaganda state technical university,
Karaganda, Republic of Kazakhstan, mlpikm@mail.ru*

Abstract: Results of production researches of details from skilled wear resistance alloys are given in work. Melted cast iron with the increased content of nickel and vanadium and steel with the alloying elements which change over a wide range from 15 % to thousand shares. The wear resistance of prototypes increases approximately by 30-34 %.

Keywords: Wear resistance, alloying, metallurgical equipments, grinding bodies, alloy.

Одним из существующих трендов в области развития износостойких материалов является совершенствование состава и свойств сплава на базе улучшаемых сталей [1-4]. В ранее проведенных исследованиях в качестве аналога сплава с высокими износостойкими свойствами рассматривалась сталь 30XH2MA, раскисленная ферросиликобором [5-7]. Результаты проведенных экспериментов показали, что состав и свойства стали 30XH2MA после раскисления ферросиликобором близки к составу и свойствам стали Hardox за счет введения в состав микроколичеств бора.

Другим аналогом можно рассмотреть сталь 30X3МФ, которая применяется для изготовления деталей дизелей, обладает износостойкими свойствами и теплоустойчивостью до 450⁰С. По сравнению со сталью Hardox сталь 30X3МФ имеет более высокое содержание хрома и не содержит бор. Однако в составе стали 30X3МФ присутствует ванадий, образующий твердые и стойкие карбиды по типу MeC; кроме того, присутствие ванадия способствует измельчению зерна, что дополнительно упрочняет структуру. Учитывая эти особенности влияния ванадия, можно предположить, что присутствие ванадия в составе компенсирует отсутствие бора.

Недостатком стали 30X3МФ в этом аспекте также является пониженное содержание в составе никеля и марганца, которые играют важную роль в формировании свойств сплава. Никель не образует карбиды и, следовательно, не влияет на твердость, но при этом повышает ударную вязкость матрицы и частично понижает температурный порог хладноломкости. Марганец образует карбиды цементитного типа, упрочняя матрицу. Таким образом, присутствие никеля и марганца в составе стали в данном количестве (0,5-0,7 % и 1,5-1,7 % соответственно) является необходимым, т.к. эти элементы формируют свойства матрицы сплава.

Также проводятся исследования [8-10], где предлагается использовать в качестве износостойких материалов низко- и среднеуглеродистые стали, микролегированные сильными карбидообразователями, типа ванадия и ниобия. Микролегирование элементами типа ванадия, титана и ниобия способствует измельчению зерна, образованию стойких карбидов по типу MeC, повышению твердости и износостойкости. Введение добавок в микроколичествах (суммарное содержание ванадия, ниобия и титана не превышает 0,1 %) практически не влияет на себестоимость сталей при значительном улучшении их свойств.

В производственных условиях был выплавлен опытный сплав, состав которого приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав опытного сплава, %

Опытный сплав	C	Si	Mn	Cr	Ni	Mo	V
2	0,32	0,65	1,55	2,1	0,62	0,26	0,12

Сложность данной задачи обусловлена «тонким составом» сплавов. Количество легирующих элементов меняется в широких пределах от 15% до тысячных долей. При этом надо учитывать, что легирование проводится одними и теми же ферросплавами, что необходимо учитывать при вводе и последующей обработке сплавов.

Общий вес плавки с учетом потерь и угара – составил 418 кг. Плавку разливали в песчано-глинистые формы. Всего получено 5 отливок «щековая плита», вес одной отливки – около 83 кг. 1 отливка получена с явным литейным браком – недоливом, переплавлена в лабораторный образец, массой 5,7 кг. Полученные образцы (рисунок 1) испытывались на износ и удар в промышленных дробилках.



Рисунок 1 – Щековая плита из опытного сплава

Также выплавляли чугун с повышенным содержанием никеля и ванадия. В процессе плавки и после окончания плавки контролировался химический анализ сплава. Результаты конечного состава выплавленного сплава приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав заданного и выплавленного сплавов

Номер образца	C	Si	Mn	Cr	Ni	Ti	Mo	V
1 заданный	2,4-2,6	2,0-2,2	3,0-3,5	15-18	3,0-3,5	0,5-1,0	-	0,1-0,15
2 выплавленный	2, 5	2,2	3,4	16	3,4	0,9	-	0,13

Как видно из данных таблицы 2 заданный состав сплава (чугуна с повышенным содержанием никеля и ванадия) достигнут.

Вес плавки - 416 кг с учетом потерь и угара. Плавку разливали в песчано-глинистые формы – мелющее тело «звездочка» (рисунок 2). Всего получено 500 шт., вес одной отливки - 0,8 кг. Потери при разливке составили 16 кг.



а



б

Рисунок 2 – Мелющее тело (звездочка): *а* – после испытаний; *б* – в процессе испытаний

В дробилку УЗТ 4/1 (рисунок 3) были загружены мелющие тела, выплавленные из опытного сплава 1 в условиях ТОО «НПО «Марганец» (г. Караганда) в руднотермической печи и разлитые в песчано-глинистую форму. После полного охлаждения и термообработки тела загружались в дробилку УЗТ 4/1. Для загрузки и выгрузки использовали погрузчик ZL 50С.

Тела загружались партиями по 100 шт. и использовались для дробления марганцевой руды. Цикл каждого испытания продолжался 18 часов. Всего было проведено 2 испытания мелющих тел, общая продолжительность – 36 часов. Опытные образцы каждой партии после испытаний были переданы заказчику для последующих исследований.



Рисунок 3 – Дробилка УЗТ 4/1 для испытаний мелющих тел

Результаты испытаний представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты испытаний мелющих тел из опытного сплава 1 в полупромышленных условиях

№п/п	Образец	Количество поколов, шт	Количество сколов, шт	Износ поверхности более 15 %, шт
1	ИХЧ28Н2 (эталон)	14	43	22
2	опытный сплав 2	8	29	21

В дробилку УЗТ 4/2 (рисунок 4) были поставлены щековые плиты (деталь дробилки, работающая в условиях повышенного износа и удара) в количестве по 2 шт. в каждом цикле, выплавленные из опытного сплава 2.

Выплавка сплава 2 была также проведена в условиях ТОО «НПО «Марганец» в рудно-термической печи, разливка проводилась в песчано-глинистые формы. Полученные опытные образцы были установлены в дробилки и испытывались в течение 18 часов каждого цикла. Всего было проведено 2 цикла, общая продолжительность работы – 36 часов. Погрузка, выгрузка и транспортировка из плавильного цеха до дробилки осуществлялась погрузчиком ZL 50С.

Опытные образцы из каждой партии после испытаний были переданы заказчику для последующих исследований.

Оставшаяся часть партии опытных образцов (мелющие тела и плиты) согласно акту передачи оставлены исполнителю в качестве работающих деталей в его собственность с условием предоставления акта о состоянии опытных деталей после начала эксплуатации. Заказчик дальнейших претензий по данному вопросу не имеет.



Рисунок 4 – Дробилка УЗТ 4/2 для испытаний плиты

Результаты испытаний в полупромышленных условиях представлены в таблице 5. Износ определялся путем изменения массы образца после испытаний по формуле:

$$L = \frac{m_1 - m_2}{m_1} * 100\%,$$

где m_1 – начальная масса, кг

m_2 – масса после испытаний, кг

Данные представлены в таблице 5.

Таблица 5 – Результаты испытаний образцов из опытного сплава 2 в полупромышленных условиях

№п/п	Образец	Начальная масса, кг	Масса после испытаний, кг	% износа, %
1	работающие в настоящее время (эталон)	83,0	74,2	10,6
2	опытный сплав верхняя плита серия 1	83,2	77,1	7,3
3	опытный сплав нижняя плита серия 1	83,1	78,1	6,1
4	опытный сплав верхняя плита серия 2	83,0	76,9	7,3
5	опытный сплав нижняя плита серия 2	83,1	77,1	7,2

Мелющие тела, изготовленные из чугуна с повышенным содержанием никеля и дополнительно микролегированного ванадием, показали высокую износостойкость при хорошей ударной вязкости. Выход годного (количество целых деталей без поколов и сколов) после 36-часовых испытаний увеличился на 33 %.

Износостойкость щековых плит при одинаковых условиях испытаний увеличилась примерно на 34% по сравнению с эталоном.

Таким образом, проведенные полупромышленные испытания показали возможность выплавки опытных сплавов заданного состава на существующем производственном оборудовании и при использовании традиционных шихтовых материалов. Износостойкость опытных образцов увеличивается примерно на 30-34%. Однако надо отметить, что данная характеристика является «плавающей» и зависит от свойств минерального сырья, подвергаемого обработке.

Библиографический список

1. Филиппов М.А., Гервасьев М.А., Никифорова С.М., Худорожкова Ю.В., Плотников Г.Н., Эстемирова С.Х., Легчило В.В. Регулирование структуры износостойких сталей 150ХНМЛ и Х12МФЛ высокотемпературной закалкой и обработкой холодом // *Diagnostics, Resource and Mechanics of Materials and Structures*. - 2017. - № 1. - С. 43-54.
2. Орлов В.В., Малышевский В.А, Хлусова Е.А., Голосиенко С.А. Разработка технологии производства конструкционных сталей для морской техники и магистральных трубопроводов, предназначенных для эксплуатации в Арктике // *Сталь*. – 2014. - №9. - С.79-88.
3. Kovalev P.V., Ryaboshuk S.V., Issagulov A.Z., Kulikov V.Y., Kvon S.S., Chsherbakova Y.P., Sultamurat G.I., Jironkin M.V. Improving production technology of tube steel grades in converter process // *Metalurgija*. - 2016. - Т. 55. - № 4. - С. 715-718.
- 4 Лаврентьев А.Ю., Дожделев А.М., Цыгвинцев А.В. Структура износостойких сталей для штампового инструмента // *Механика и физика процессов на поверхности и в контакте твердых тел, деталей технологического и энергетического оборудования*. - 2018.- № 11. - С. 124-128.
5. Kulikov V.Y., Issagulov A.Z., Kvon S.S., Sidorina Y.A Studying the effect of boron on heat-resistance properties of NI-CR alloys. // *Metalurgija*. - 2017. - Т. 56. - № 3-4. - С. 409-411.

6. Аринова С.К., Исагулов А.З., Квон Св.С., Куликов В.Ю., Щербакова Е.П., Достаева А.М. Влияние температуры заливки на структуру отливок из жаропрочных сплавов // В сборнике *Металлургия: технологии, инновации, качество труда XX Международной научно-практической конференции: в 2 частях*. 2017. С. 222-227.

7. Kvon S.S., Kulikov V.Y., Filippova T.S., Omarova A.E. Using high-chromium iron as material for production of the equipping components of mine shafts.// *Metalurgija*. - 2016. - Т. 55. - № 2. - С. 206-208.

8. Куликов В.Ю., Аубакиров Д.Р., Квон С.С., Достаева А.М., Щербакова Е.П. Применение износостойких материалов в металлургической отрасли Республики Казахстан // *Металлург*. - 2018. - № 10. - С. 80-83.

9. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Щербакова Т.В., Ковалёва Т.В. Центробежное литье жаропрочных сплавов // *Литейное производство*. - 2016. - № 6. - С. 20-21.

10. Kovalev P., Riaboshuk S., Issagulov A., Kvon S., Kulikov V Improving shipbuilding steel grade quality at stages of smelting, secondary refining, and continuous casting // *Metals*. - 2019. -Т. 9. -№ 2. - С. 203-208.

УДК 621.981

ДЛИНА ЗОНЫ ПЛАВНОГО ПЕРЕХОДА И ХАРАКТЕРИСТИКИ ЖЁСТКОСТИ С- И Н-ОБРАЗНОГО ПРОФИЛЕЙ, ФОРМУЕМЫХ ПО ПОЛУЗАКРЫТЫМ СХЕМАМ

Филимонов А.В.¹, Филимонов С.В.², Филимонов В.И.³

¹*ООО «Новые промышленные технологии»,*

²*АО «Аэрокомпозит»,*

³*АО «Ульяновский механический завод»,
Ульяновск, Россия, fwiumz@mail.ru*

Аннотация. Рассмотрена длина зон плавного перехода при формовке в валках С- и Н-образных профилей в зависимости от жёсткости подгибаемых полок. Для обоих профилей показано соотношение длины зоны плавного перехода и жёсткости полки по мере их формовки, а также влияние технологических мер на устранение возникающих дефектов.

Ключевые слова: профилирование, кромковая волнистость, потеря устойчивости, длина зоны плавного перехода, угол подгибки, элемент жёсткости, формирующий валок, полузакрытая схема.

DEFORMATION LENGTHS AND RIGIDITY SPECIFICATIONS OF C- AND H-FORM PROFILES FORMED THROUGH SEMI-CLOSED PATTERNS

Filimonov A.V.¹, Filimonov S.V.², Filimonov V.I.³

¹*“New industrial technologies”, Ltd.,*

²*“Aerocomposite”, JSC,*

³*“Ulyanovsk Mechanical Plant”, JSC,
City of Ulyanovsk, Russia, fwiumz@mail.ru*

Abstract: There is considered the deformation length in roll-forming of C- and H-shape profiles with relation to the folded flange rigidity. There are revealed relationships between the deformation length and the flange rigidity for both profiles during their fabrication, as well as technological measures impact on the arising defects cancellation.

Key words: roll-forming, edge waviness, buckling, deformation length, fold angle, rigidity element, forming roll, semi-closed pattern.

Introduction. Within these two last decades the foreign companies undertake intensive developments of sophisticated articles and constructions including thin-walled roll-formed sections (profiles) with various rigidity elements [1–3]. These innovative articles and constructions come to the Russian market where they are implemented in situ through technologies based on the intensive roll-forming method [4]. This advanced method is realized on roll-forming machines where all the profile elements are formed simultaneously to reduce the number of passes required, enabling thus using bantam equipment to cut production cost in small-lot production.

At the same time, the reduction of the number of passes leads to considerable “toughening” of folding angle pattern. In this case, the multi-element thin-walled profiles which are being formed using semi-closed patterns are liable (in inter-stand spaces of the roll-forming machine) to folded flange buckling in the form of kinks (for flanges with peripheral rigidity elements) or to edge waviness (for rather large flat peripheral areas) [4].

The purpose of this paper is to study the relationship between the flange rigidity specifications, their deformation lengths and the technological parameters of the roll-forming of two profiles whose elements are liable to different types of stability loss (kinks and edge waviness) when the above profiles are being formed through semi-closed forming patterns.

Features of the profiles with rigidity elements. The rigidity elements may execute the function of carrying elements or fastening elements (auxiliary role) [5, 6]. When the number of passes is limited, the rigidity elements may lose not only their shape, but also their coating in plastic zones and their true dimensions across and along the forming direction.

The fig. 1 gives some profiles with the same rigidity element “double-thickness element” located differently with reference to its carrying (foregoing) element.

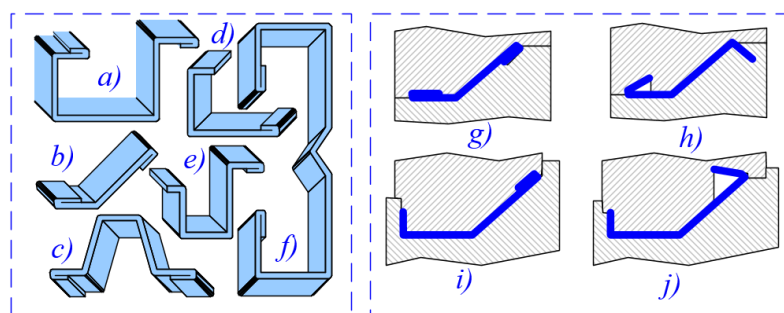


Fig. 1. Profiles with rigidity elements ($a - f$) and their forming in rolls ($g - j$)

In their final position the double-thickness elements (DTE) are located in different way with reference to the base element: in profiles a – c , e , f – horizontally, in profiles b , d – obliquely. The DTE vertical position is also possible, but at any location of such an element, it may be oriented downward or upward. The forming pattern specific for the intensive roll-forming method is very dependent on the location and orientation of the rigidity elements.

Sometimes, the profile cross-section cannot be fully girded by the tool on both sides, so the forming is carried out according to so called semi-closed pattern. This is illustrated by set-ups “ $g - j$ ”: the rigidity elements are formed through the semi-closed patterns, while the semi-closed forming of the whole profile is applicable to the cross-sections “ a ” and “ f ” only. The parallel forming pattern allows reduction of number of passes for 1.5 times approximately, if compared with sequential forming of the rigidity elements [4].

If the profile construction has some ruffles or angled (middle) DTE, their forming should be distributed among the passes to minimize the side tightening specific for both forming patterns. Nevertheless the parallel forming pattern optimizes the number of passes [7], that’s why it is considered below.

Forming patterns of C- and H-shaped profiles and their features. The fig. 2 shows the profiles cross-sections: the symmetric profile « a » has a DTE and a ruffle in the bottom part, while the profile « b » has three DTEs and a rung on the left flange (outer wall). The semi-closed profile « a »

(«strut») made of steel 08kp coated with acrylic-silicon enamel (AC-1171) is used for decorative purposes (fig. 1). Its bending radii are 1.5 mm.

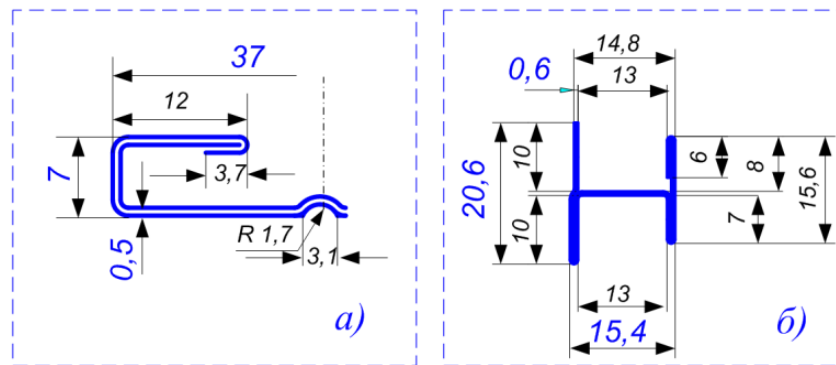


Fig. 2. Drawings of the C-shaped (a) and H-shaped (b) profiles

The profile «a» tryout using the preliminary standard technology pattern has shown that its forming was impeded by a number of factors: a) the outer paint coating of the flanges appeared to be sensible to considerable contact loads due to high rigidity of the flanges and to large folding angles; b) the DTE tops acquire large strains due to substrate and paint layer deformation when bended to a zero radius; c) the peripheral DTA are susceptible to instability in the form of kinks.

The preliminary investigations of the tryout standard forming of the H-shaped profile have revealed the following complications: its flange bearing a rung is liable to edge waviness or kinking; the DTE spring back does not allow holding tolerances across the profile.

The preliminary forming patterns for both profiles were changed according to new techniques of the work [4] and their illustrations are given in fig. 3.

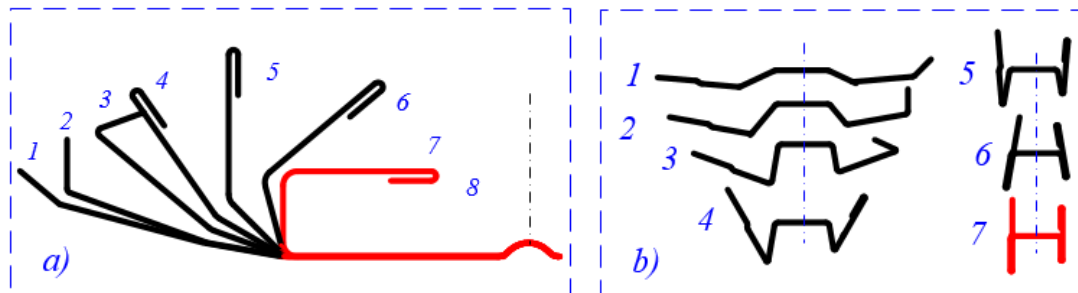


Fig. 3. Forming patterns for C - shaped (a) and H - shaped (b) profiles;
1 – 8 – numbers of technological steps

C-shaped profile forming pattern. The total (absolute) folding angles of the profile elements relative to the base element are given in table 1 (for the pattern of fig. 3,a). The simultaneous flange folding and DTE forming should occur in the first steps, but if the profile is asymmetric, the DTE forming may begin in one of intermediate steps to be ended by the final step. However, in this case it is required to use guidance devices and to form finally the DTE in idle (vertical or inclined) rolls with complicated adjusting procedures and auxiliary tooling involved [7]. Hence, it appears that the DTE forming should start from the first steps to be ended at a total folding angle of the carrying flange attaining 45...60 degrees.

Table 1 - Folding angles for C-shaped profile

Profile element	Folding angles, degree						
	Pass number (step)						
	1	2	3	4	5	6	7
Side wall	10	20	30	45	75	80	90
Horizontal flange	20	40	55	90	140	175	180
Peripheral element	90	160	235	270	320	350	360

It is wise to introduce supplementary conical areas (which determine the caliber closing line) into forming rolls to prevent the bending zone contact with the forming roll collar, avoiding thus blank coating deterioration. Other caliber closing patterns have their own shortages. For instance, if the closing line is vertical, then the bending zone is in contact with the mounting surface of the lower roll, while if the closing line is horizontal, the blank may be jammed at the level of the mounting surface [8].

The forming pattern applied for C-shaped profile allowed obtaining of a good profile with no traces of local stability loss or coating damage.

H-shaped profile forming pattern. The total (absolute) folding angles of the profile elements relative to the base element are given in table 2 (for the pattern of fig. 3,b). The elements to be folded are designated as (*l* – left) or (*r*-right) to count from the base element (bottom – main horizontal wall). The asymmetric profile (fig. 3,b) is often twisted when being formed due to the unbalanced rigidity of the left and the right flange or due to the difference of their edge strains. The longitudinal strain difference of the bottom and the flange edges leads to longitudinal curvature and, in extreme case, to the blank collapse. Another problem of the asymmetric profiles is their spring-back which is often compensated by their flanges over-bending for $2...5^\circ$, i.e. the flange is bent to an exaggerated folding angle.

The fig. 3,b shows a smooth roll-forming with alternating unloading with further spring-back compensation in the next step; the total remnant spring-back is accumulated by the penultimate pass (step). To close the DTEs in the penultimate pass, the flanges are somewhat inclined inward in the upper part and squeezed. At the same time the spring-back between the base element and the flanges is compensated. Broadly speaking, the spring-back angle depends on the loading diagram of the bend zone: stretching or compression or squeezing reduce its value [4].

Table 2 - Folding angles for H-shaped profile

Pass number	Folding angles, degree				
	1l	2l	1r	2r	3r
1	-5	-25	25	5	45
2	-10	-50	50	10	90
3	-20	-80	80	20	155
4	-60	-80	80	60	-
5	-85	-80	80	85	-
6	-100	-100	100	100	-
7	-90	-90	90	90	-

Local rigidity and deformation length. The smooth folded flange rigidity is smaller than the rigidity of the flange with its “extension” (i.e., rigidity elements) provided that their widths are equal. To calculate the deformation length, the flange with rigidity elements should be reduced to a smooth flange according to the following procedure. For each flange on each step we find the equivalent smooth flange thickness, using the equality of the real polar moment for the flange with rigidity elements to the polar moment for the virtual smooth flange according to the following formula [4]:

$$s = \frac{3J_p}{b^3}, \quad (1)$$

where J_p is the polar moment of the real flange to be folded;

s is the equivalent flange thickness;

b is the flange width.

The real flange polar moment for each step is easily obtainable in the application AutoCAD or COMPAS (developed in Russia). The deformation length model is obtained in paper [4] through the variation method applied to the full deformation work needed to form the flange with rigidity elements, taking into account the strain hardening for the flange, bottom and bending zone. This model is stated as:

$$L_k = \sqrt{\frac{4 \cdot b^3 \cdot \theta_k \cdot \left(\frac{2\sigma_{T0}}{\sqrt{3}} + \frac{4}{3} \cdot \lambda \right)}{3\sqrt{3} \left(\frac{\bar{r}}{3} \sigma_{T0} + \frac{2+3\bar{r}}{10} \cdot \lambda \right) \frac{s}{r} + \frac{3 \cdot \bar{C} \cdot s}{2 \cdot \theta_k} \cdot (\sigma_{T0} + \lambda \cdot \varepsilon_{np}) \cdot \varepsilon_{np}}}, \quad (2)$$

where L_k – deformation length in the current pass k ;

b – reduced flange width;

θ_k – current folding angle;

σ_{T0} – yield stress;

λ – strain hardening module;

ε_{np} – reference value of the limit elastic strain;

$\bar{r}$, $\bar{C}$ – relative bending radius and relative bottom width respectively;

s – reduced wall thickness according to formula (1).

The formula (2) allows establishing the limit folding angles (to prevent the flange reshaping and its stability loss) using the standard MathCAD procedure [8]:

$$\theta_k \leq \text{root}(L(\theta) - L_M, \theta),$$

where $L(\theta)$ – function given by formula (2);

L_M – inter-stand distance of the roll-forming machine;

root – standard MathCAD function for root extraction.

C-shaped profile. The calculated values relating to the C-shaped profile deformation lengths are given in table 3. The equivalent thickness was calculated by formula (1) and the deformation length – by formula (2).

Table 3 - Deformation length for C-shaped profile

Parameter	Pass number						
	1	2	3	4	5	6	7
Polar inertia moment $J_p \cdot 10^{-3}, \text{ mm}^3$	743	676	581	532	508	485	459
Blank thickness, mm	0,6						
Equivalent flange thickness, mm	1,67	1,65	1,38	1,2	1,14	1,09	1,03
Flange deformation length (№ 1-3)	98	86	74	67	62	58	53
Element deformation length (№ 1-2)	9,7	9,9	15	12	35	26	29
Peripheral element deformation length	8,4	11,6	12,2	13,6	-	-	-

H-shaped profile. The calculated values of the deformation length for H-shaped profile and the respective experimental values are given in table 4. The results stated in table 4 give satisfactory agreement between calculated and measured values. The deviation for the left flange is 10.9% and for the right flange is 11.8%. The technological rung increasing the flange rigidity is usually executed at a distance of $(0.2 \dots 0.3)b$ (b is the flange width) from the flange edge.

Table 4 - Deformation length for H-shaped profile

Parameter	Pass number						
	1	2	3	4	5	6	7
$J_p \cdot 10^{-3}, \text{ mm}^3$ (left)	1,61	1,61	1,61	1,61	1,61	1,61	1,61
$J_p \cdot 10^{-3}, \text{ mm}^3$ (right)	1,73	1,54	1,35	1,19	1,19	1,19	1,19
s_0 , mm	0,6						
$s_{eq.}$, mm (right flange)	1,37	1,21	1,07	0,94	0,94	0,94	0,94

Continuation of table 4

Parameter		Pass number						
		1	2	3	4	5	6	7
Left flange deformation length, mm	Calculation	133,7	133,7	170,2	135,1	94,4	86,3	84,1
	Experiment	128	118	156	124	95	71	69
Right flange deformation length, mm	Calculation	42,7	45,0	48,5	51,2	45,3	36,7	28,4
	Experiment	48	51	54	58	49	37	33
Peripheral DTE deformation length, mm	Calculation	17,8	20,2	16,7	25,2	0	0	0

In the profile under consideration the rung is located in the middle of the flange. Presumably, low experimental values of deformation length for the left flange may be accounted for this circumstance.

Conclusion and further investigations. The above calculated and experimental data allow drawing the following conclusions:

1. When developing the technology for semi-closed profiles with rigidity elements to be produced from coated blanks, it is advisable to use the caliber closing line coinciding with the roll conical part generating line.

2. In penultimate pass of the forming pattern the future horizontal element should be inclined for 5-6° with reference to a horizontal line.

3. The DTE forming should be ended by the moment where the carrying flange folding angle reaches 60°, and in last passes one should use inter-stand guidance devices (if necessary).

4. It is necessary to avoid the profile re-shaping through resorting to deformation length evaluation and specifying folding angles smaller than the critical ones.

5. To avoid kinks on the flanges bearing rigidity elements, one should apply forming patterns where the folding angles are related to the balanced ratio of local rigidities on the left and on the right of the profile.

6. To avoid considerable twist in asymmetric profile during its roll-forming, one should plan base element inclination or reverse twist of the whole profile cross-section when developing the forming pattern.

7. The further investigations are to reveal the elastic and plastic strain distribution in folded flanges in different passes, to approximate the flange local rigidities with respect to the pass numbers for the sake of calculation simplicity, to consider the influence of the side resisting moment (perpendicular to the flange surface) on the kink formation under ultimate loads.

References

1. Range of Roll-Formed Profiles Made of Zinc Galvanized Steel for Building Industry. – Moscow: NAPSOP, 2002. – 150 p.
2. Stam. Italy. 2015. URL: <http://www.stam.it> (access date 17.09.2015).
3. Gasparini. España. 2012. URL: <http://www.gasparini-spa.com> (access date 14.08.2012).
4. Filimonov S.V. Forming of thin-walled sheet metal profiles with rigidity elements in roll-forming machines. Thesis of DTS, research field 05.02.09. City of Samara (Russia), 2017. – 473 p.
5. Eurocode3: Background and applications. Design of steel structures. Part 1-3: Design of cold-formed Steel Structures. Belgium: Brussels, 2014. 311 p.
6. Bogojawlenski K. N., Neubauer A., Ris V.W. Technologie der Fertigung von Leichtbauprofilen. – Leipzig: VEB DVG, 1979. – 566 p.
7. Lapin V.V. Technology and tooling upgrade to roll-form sheet metal profiles with peripheral rigidity elements. Ulyanovsk: UlSTU, 2016. 225 p.
8. Filimonov S.V., Filimonov A.V., Filimonov V.I. Deformation length model applied in intensive roll-forming for a profile to be made of strain-hardening material // Rolled stock production (Russia), 2008, № 10 – P. 26 – 32.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ОБОЛОЧКОВОЙ ФОРМЫ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК

Ковалева Т.В.¹, Еремин Е.Н.²

¹*Карагандинский государственный технический университет,
г.Караганда, Республика Казахстан, sagilit@mail.ru*

²*Омский государственный технический университет,
г.Омск, Россия, weld_techn@mail.ru*

Аннотация. В работе приведены результаты исследования по повышению прочности песчано-смоляных форм. Использование прессования вместе с нагревом смеси, способствует повышению прочностных характеристик. Определено, что целесообразно использовать вариативную подачу давления на смесь в соответствии с изменением состояния смолы. Показано, что снижение давления до 0,20 МПа в момент необратимого затвердевания смолы позволяет получить оболочку с высокой прочностью.

Ключевые слова: Оболочковая форма, смола, песок, давление, прочность, шероховатость, газопроницаемость

IMPROVEMENT OF THE TECHNOLOGICAL MODES OF PRODUCTION OF THE SHELL FORM FOR THE PURPOSE OF INCREASE IN OPERATIONAL CHARACTERISTICS

Kovalyova T.B.¹, Eremin E.N.²

¹*Karaganda state technical university
Karaganda, Republic of Kazakhstan, mlpikm@mail.ru*

²*Omsk state technical university
Omsk, Russia, weld_techn@mail.ru*

Abstract. Results of a research on increase in durability of sand-resin forms are given in work. Use of pressing together with mix heating, promotes increase in strength characteristics. It is defined that it is expedient to use variable giving of pressure upon mix according to change of a condition of pitch. It is shown that pressure decrease up to 0.20 MPas at the time of irreversible hardening of pitch allows to receive a cover with a high durability.

Keywords: Shell form, resin, sand, pressure, durability, roughness, gas permeability

К специальным способам литья относятся десятки различных видов изготовления отливок. Одним из наиболее универсальных способов является литье в оболочковые формы. Данный метод позволяет получать качественные отливки самой большой номенклатуры, различной формы и габаритов [1-3].

Вместе с тем стоимость связующего (пудербакелит) относительно высокая. Поэтому, технологические режимы, способствующие снижению расхода связующего, являются актуальными.

Традиционно формирование оболочки достигается за счет нагрева смеси. При тепловом воздействии термореактивная смола вначале размягчается, связывается с частицами песка, а в дальнейшем необратимо затвердевает.

Одним из направлений, позволяющим получить более прочную оболочку, является прессование смеси наряду с термическим воздействием [4-6]. Однако, как показали исследования, значительной прочности достигается оболочкой при вариативности давления. Давление следует изменять в соответствии с изменением состояния смолы. Ранее было определено

[7-10], что использование базового давления 0,25 МПа и повышение его до 0,35 МПа при размягчении смолы способствует упрочнению оболочковой формы за счет более полного обволакивания наполнителя смолой и плотной укладки песчинок.

Повышение прочности оболочки даст возможность снизить расход связующего в смеси, а, соответственно, и удешевит изготовление форм и, как следствие, отливок.

В настоящей работе стояла задача исследовать влияние изменения давления при необратимом затвердевании оболочки. В исследованиях использовали состав, приведенный в таблице 1.

Таблица 1 – Оптимальный состав песчано-смоляной смеси

Наименование компонента	Процентное содержание в смеси, %
Кварцевый песок марки 1К0315	70
Кварцевый песок марки 1К02	30
Пульвербакелит СФ-011А	4,5 (сверх 100%)
Керосин	0,3 (сверх 100%)
Уайт-спирит	2,5 (сверх 100%)
Борная кислота	0,1 (сверх 100%)

Использовались следующие технологические режимы: после перемешивания песчано-смоляная смесь засыпалась в бункер машины. После опрокидывания бункера со смесью на нагретую до 230 °С модельную плиту с моделями отливок. При этом одновременно через прессовую плиту подавалось давление 0,25 МПа. Через 10 секунд давление повышали до 0,35 МПа. А еще через 10 секунд температуру нагрева изменяли в соответствии с таблицей 2. При этом формировалась оболочковая форма толщиной 10-12 мм (рисунок 1). После этого формы спекались в течение 2 минут при температуре 320-340 °С.

Таблица 2 – Параметры изменения давления при формообразовании оболочки

Номер режима	Величина давления, МПа
1	+0,15
2	+0,05
3	0
4	-0,05
5	-0,15

Образцы исследовали на прочность на сжатие, газопроницаемость и шероховатость. Прочность на сжатие определяли на установке Instron100. Замеры шероховатости проводились с помощью прибора для измерения шероховатости TR 220. Газопроницаемость определяли на приборе для измерения газопроницаемости 04315А.

Результаты исследований представлены на рисунках 2-4.



Рисунок 1 – Опытная оболочковая форма

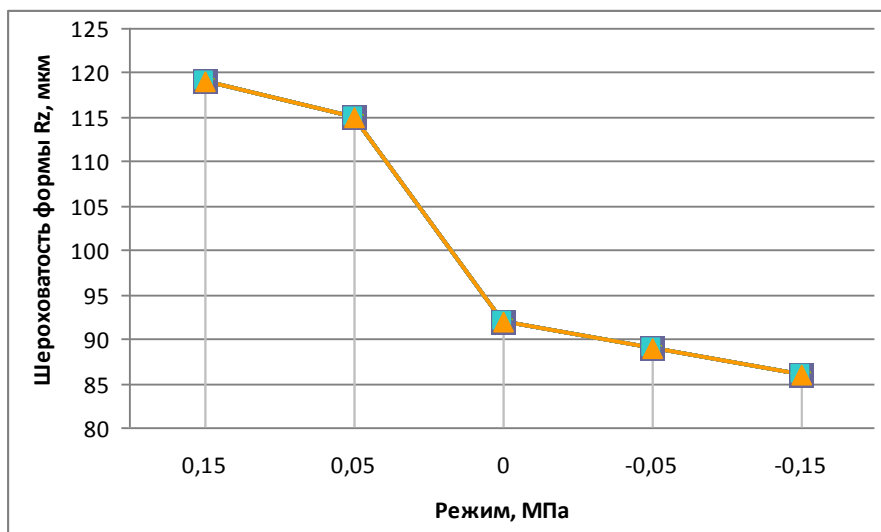


Рисунок 2 – Влияние вариативности давления на шероховатость оболочковой формы

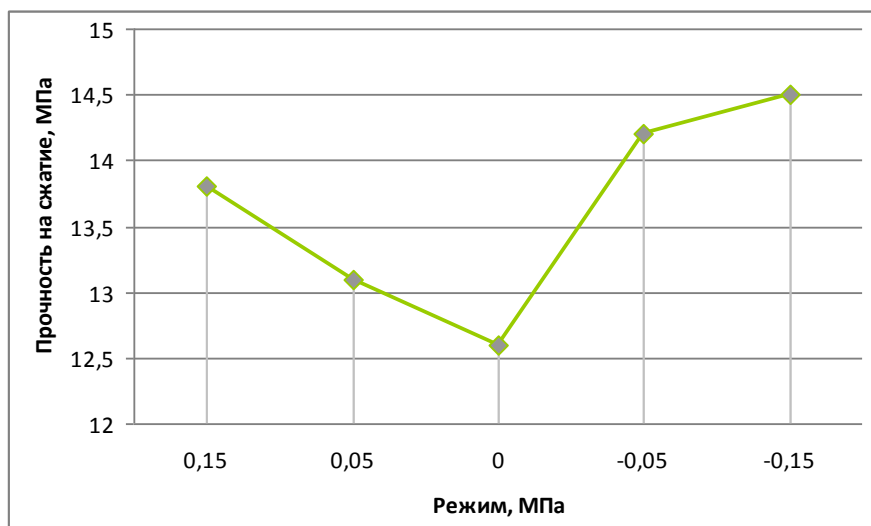


Рисунок 3 – Влияние вариативности давления на прочность на сжатие оболочковой формы

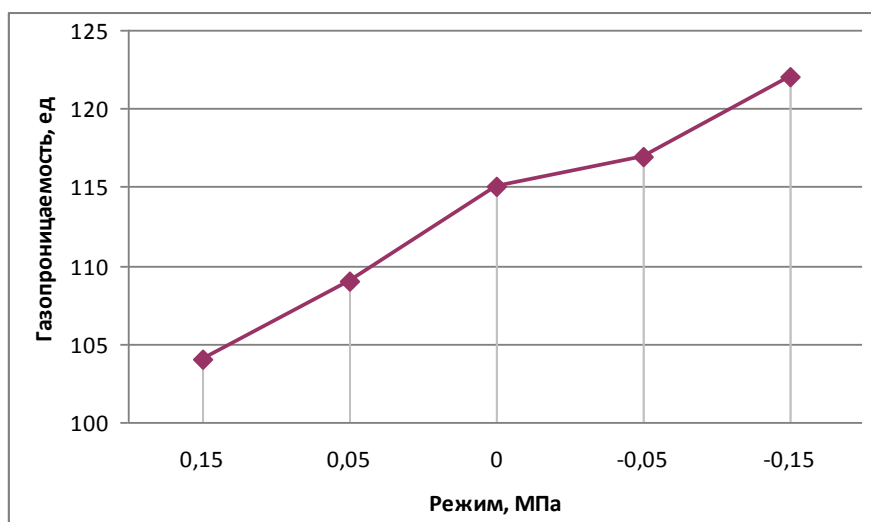


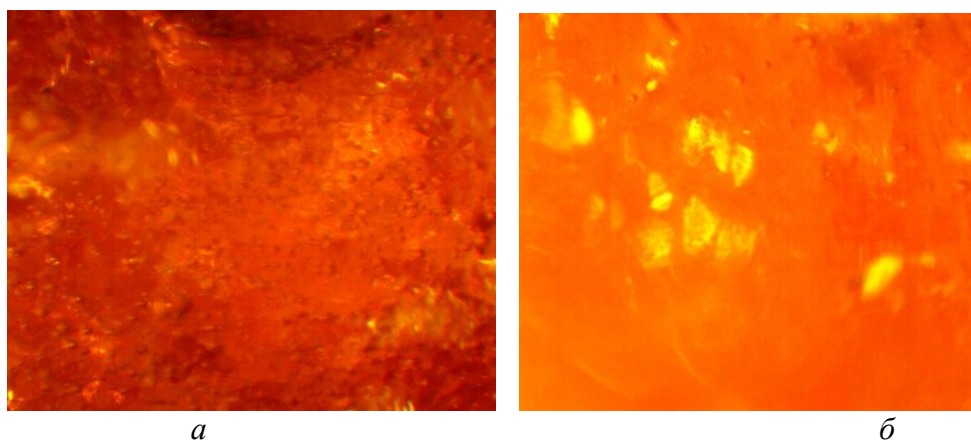
Рисунок 4 – Влияние вариативности давления на газопроницаемость оболочковой формы

Как показали исследования, более целесообразно после начала формирования твердой оболочки снизить давление. В целом на газопроницаемость изменение исследуемой величини-

ны давления не влияет, так как все полученные значения позволяют получать беспористые отливки. В целом, увеличение давления прессования понижает газопроницаемость, а снижение давления приводит к некоторой релаксации и разупаковке частиц песка и, как следствие, к повышению газопроницаемости. Снижение давления позволяет получить более прочные формы с меньшей шероховатостью. Определено, что увеличение давления в момент затвердевания смолы приводит к вылавливанию частиц песка на поверхности формы, что и приводит к разупрочнению и повышению шероховатости внутренней полости оболочки.

Увеличение прочности при повышении давления прессования связано с более плотной связкой частиц смолы и песка, увеличение же прочности на сжатие образцов при уменьшении давления происходит вследствие релаксации смеси и уменьшения внутренних напряжений, наличие которых приводит к образованию микротрещин в оболочке.

Исследовали структуру поверхности оболочки (рисунок 2). Очевидно, что поверхность оболочки, изготовленной по режиму один более неоднородна, в то же время поверхность формы, изготовленной по режиму 5 более гладкая и однородная.



а

б

а – режим 1, *б* – режим 5

Рисунок 2 – Поверхность оболочковой формы, $\times 500$

Таким образом, определен третий режим давления прессования при изготовлении оболочковой формы. Снижение давления до 0,20 МПа в момент необратимого затвердевания смолы позволяет получить оболочку с высокой прочностью.

Библиографический список

1. Гуляев Б.Б., Корнюшкин О.А., Кузин А.В. Формовочные процессы. – Л.: Машиностроение. - 1987. – 264 с.
2. Зыков А.П. Способы экономии смолы при изготовлении оболочковых форм без ухудшения их несущей способности // Тракторы и сельхозмашины. – 1985. - № 10. – С. 52-54.
3. Соколов Н.А. Литье в оболочковые формы. - М.: Машиностроение. - 1969. – 316 с.
4. Исагулов А.З., Куликов В.Ю. Вывод уравнения прессования песчано-смоляных смесей и их реологические модели // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. - 2007. - № 6. - С. 52-56.
5. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Ковалёва Т.В., Щербакова Е.П. О реологических свойствах песчано-смоляных форм // Литейное производство. 2015. № 2. С. 15-17.
6. Куликов В.Ю., Исагулов А.З., Щербакова Е.П., Ковалева Т.В., Еремин Е.Н. О поведении песчано-смоляной смеси при формообразовании // Литейное производство. - 2017. - № 3. - С. 23-25.
7. Исагулов А.З., Ибатов М.К., Куликов В.Ю., Квон С.С., Ковалёва Т.В., Щербакова Е.П. Совершенствование технологии изготовления отливок в песчано-смоляных формах // Труды Университета. - 2019. - № 1. - С. 22-26.
8. Куликов В.Ю., Еремин Е.Н., Ковалёва Т.В., Квон С.С., Исагулова Д.А. Разработка состава песчано-смоляной смеси для формообразования в условиях вариативного прессова-

ния // Литейное производство. - 2019. - № 4. - С. 22-26.

9. Куликов В.Ю., Исагулов А.З., Еремин Е.Н., Ковалёва Т.В. Повышение равномерности плотности и увеличение прочности оболочковой формы // Литейное производство. - 2018. - № 3. - С. 27-29.

10. Issagulov A., Kulikov V., Issagulova D., Shcherbakova E., Kuszhanova A. Developing technological process of obtaining guality casts // Metalurgija. - 2014. - Т. 53. - № 4. - С. 601-604.

УДК 621.74-034:669.018.28

ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ЛИТЕЙНЫХ ДЕФЕКТОВ В МЕЛЮЩИХ ШАРАХ

Исагулов А.З., Аубакиров Д.Р.

*Карагандинский государственный технический университет,
г.Караганда, Республика Казахстан, mmin3@mail.ru*

Аннотация. В работе рассмотрены причины литейных дефектов при производстве мелющих шаров. Среди факторов, значительно влияющих на преждевременный износ и разрушение мелющих шаров можно выделить низкую ударостойкость и литейные дефекты. Предложен новый состав сплава и режимы термической обработки для мелющих шаров.

Ключевые слова: Износостойкость, легирование, металлургические агрегаты, мелющие шары, сплав, анализ/

PREVENTION OF FOUNDRY DEFECTS IN THE GRINDING SPHERES

Issagulov A.Z., Aubakirov D.R.

*Karaganda state technical university
Karaganda, Republic of Kazakhstan, mmin3@mail.ru*

Abstract. In work the reasons of foundry defects are considered by production of the grinding spheres. It is possible to distinguish low crash-worthiness and foundry defects from the factors considerably affecting premature wear and destruction of the grinding spheres. The new composition of alloy and the modes of heat treatment for the grinding spheres is offered.

Keywords: The wear resistance, alloying, metallurgical unit, grinding spheres, alloy, analysis.

В качестве основного материала для мелющих тел, в зависимости от применяемой технологии производства, используются стали мартенситного класса и литейные легированные специальные чугуны, характеризующиеся высокой износостойкостью и ударной вязкостью.

Стальные шары в РК изготавливаются основными двумя способами:

- методом поперечно-винтовой прокатки (АО «ССГПО» - г.Рудный, ТОО «Кастинг», ТОО «KSPSteel» - г.Павлодар) в соответствии с ГОСТ 7524-2015«Шары мелющие стальные для шаровых мельниц» из стали марок ШХ15, ШХ20СГ, М76, Ш2, Ш3, 65Г с последующей термообработкой;

- литьём (ТОО «Производственное объединение литейных заводов» - г. Караганда) из низколегированных сталей марок 80ГСЛ, 100ХГСЛ.

Катанные стальные шары диаметром 15–60 мм изготавливаются из стали с содержанием углерода не менее 0,35 %, а шары диаметром 70–120 мм - из стали с содержанием углерода не менее 0,7 %.

Шары после прокатки подвергаются закалке и имеют твердость (по Бринеллю):

- диаметром 15–80 мм - не менее 400 НВ;
- диаметром 90–110 мм - не менее 350 НВ;
- диаметром 120 мм - не менее 300 НВ.

Чугунные шары изготавливаются литьём из специальных износостойких чугунов легированных хромом, марганцем, никелем, титаном.

Данные [1] по производителям мелющих шаров в Республике Казахстан приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Данные по производителям мелющих шаров в Республике Казахстан

Предприятие производитель	Вид продукции	Марка сплава	ГОСТ	Годовой объём производства, тыс. тонн
ТОО «KazCarbon» (г. Караганда)	Шары мелющие литые $\varnothing 30-100$ мм	Износостойкий хромистый спец. чугун	СТ РК 2310-2013	до 35,0
		Сталь 80ГСЛ	СТ ТОО 404383730012-004-2010	до 2,5
ТОО «KSP Steel» (г. Павлодар)	Шары мелющие катаные $\varnothing 40-100$ мм	Сталь 65Г	ГОСТ 7524-89, СТ ТОО 070341015761-010-2012	до 48,0
ТОО «Кастинг» (г. Павлодар)	Шары мелющие катаные $\varnothing 35-100$ мм	Сталь ШХ15	СТ РК2461-2014	до 42,0
АО «Востокмашза-вод» (г. Усть-Каменогорск)	Шары мелющие литые $\varnothing 80-120$ мм	ИЧХ15Г4НТ	ТУ 14-2-882-90	до 15,0
АО «ССГПО» (г.Рудный)	Шары мелющие катаные $\varnothing 30-100$ мм	Сталь Ш-3		до 12,0

Среди факторов, значительно влияющих на преждевременный износ и разрушение мелющих шаров можно выделить низкую ударостойкость. Покол шаров (рисунок 1) чаще всего случается с шарами больших диаметров от 80 до 120 мм вследствие недостаточной ударной вязкости, а также по причине наличия технологического брака, например, газовых, усадочных или шлаковых раковин, часто возникающих при литье или глубоких объёмных трещин, которые могут возникнуть в период кристаллизации или после проведения заковки, если не обеспечиваются условия отпуска для снятия внутренних напряжений в шаре. Ну и, наконец, к возникновению трещин может привести повышенное содержание вредных примесей серы и фосфора.



Рисунок 1 - Покол шаров $\varnothing 100$ мм (около 75% от шаровой поверхности) в мельнице МШР 3,2 $\times$ 3,1, $n = 18$ об/мин.

Если рассмотреть подробнее причины возникновения раковин в литых шарах (рисунки 2, 3), то можно остановиться на следующих:

- высокая газотворная способность формовочной смеси из-за избыточной влажности, которая снижается химической или термической сушкой форм перед заливкой;
- низкая газопроницаемость формовочной смеси по причине высокого глиносодержа-

ния или других связующих компонентов. Устраняется установкой дополнительных выпоров и выполнением вентиляционных каналов в форме;

- повышенная газонасыщенность металла вследствие использования грязной и окисленной металлошихты. В данном случае в жидком металле содержится большое количество свободного азота, водорода и кислорода. Эта проблема решается внутripечным или внутрикoвшевым раскислением жидкого расплава алюминием, силикокальцием, ферросилицием или их смесями перед разливкой;



а – в центральной части литого шара; *б* – рыхлота, идущая от центра к питателю

Рисунок 2 – Усадочная рыхлота

- пониженная жидкотекучесть металла вследствие нарушения химического состава металла (отклонения по содержанию углерода и/или кремния) или низкой температуры заливки, что препятствует удалению газовых пузырьков через литниково-питающую систему. Для обеспечения высокой жидкотекучести сплава необходимо обеспечить стабильное содержание химических элементов при плавке, а также необходимую температуру перегрева металла перед выпуском из печи;

- повышенная температура заливки, которая ведёт к увеличению объёмной усадки, при которой возникают раковины преимущественно в центральной части шара. В этом случае поверхностные слои шара в результате теплообмена с формой кристаллизуются и питаются жидким металлом из центральной части шара (рисунок 2);

- недостаточное питание шара в период кристаллизации, когда усадочные раковины локализуются ближе к месту подвода металла. При правильном расчёте суммарной площади поперечного сечения элементов литниково-питающей системы (питателей, питающих бобышек и прибылей). Улучшение условий направленной кристаллизации отливок также достигаются путём применения экзотермических изделий в виде вставок или смесей (рисунок 3).



а – газовая раковина, локализуемая в верхней части шара;
б – усадочная раковина в верхней половине шара

Рисунок 3 – Литейные дефекты в литых шарах

Для предотвращения дефектов, связанных с отклонениями температуры сплава необходим строгий контроль температуры в окислительный и восстановительный периоды плавки, а также непосредственно перед выпуском жидкого металла из печи и заливкой;

- наличие неметаллических примесей в теле отливки в виде шлака, формовочной смеси и окисных плёнок. Эти дефекты могут быть устранены применением фильтрующих вставок.

Трещины в шарах (рисунок 4), в основном, возникают из-за возникновения внутренних напряжений при высоких скоростях охлаждения. Данный дефект может возникать при закалке с последующим охлаждением на воздухе.

Для устранения этой проблемы проводят отпуск.



Рисунок 4 – Трещины на поверхности шара, ведущие к расколу и отслоению поверхности

Задачей настоящего исследования являлось определение возможности корректировки состава стали 30Х3МФ путем дополнительного легирования с целью придания ей износостойких свойств.

Одной из перспективных технологий производства мелющих шаров является технология литья по газифицируемым моделям [2-5].

Для легирования использовали ферроникель марки FeNi20LC (ISO 6501:1988), раскисление проводили ферромарганцем марки ФМн90 (ГОСТ 4765-91). Расчет шихты проводили таким образом, чтобы в составе никель и марганец присутствовали в количестве 0,5 - 0,7 % и 1,5-1,8 % соответственно при степени усвоения элементов 80 %. Предварительно для лучшего растворения ферросплавы измельчались до фракции – 200 мкм при содержании данной фракции не менее 70%. Плавку проводили в лабораторной печи УИП-25 с улучшенной системой водоохлаждения, вес плавки составлял 3,0 кг. За основу использовалась сталь 30Х3МФ, за 15 минут до окончания плавки вводили ферроникель, за 5 минут до разливки проводили раскисление ферромарганцем [6-7]. По окончании плавки и полного охлаждения был проведен химический анализ выплавленного сплава на спектрометре NITON XL2–100G. Результаты представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав образцов

Номер образца	Элемент, %	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo	B	V
	образец										
1	Hardox 500 (эталон)	0,27-0,35	0,7	1,6	0,6	0,025	0,025	1	0,6	0,003-0,004	-
2	30Х3МФ без легирования	0,28	0,35	0,5	0,2	0,02	0,02	2,5	0,3	-	0,12
3	30Х3МФ после легирования	0,32	0,6	1,7	0,55	0,025	0,025	2,3	0,28	-	0,1

Как видно из данных таблицы 1 содержание таких элементов, как Si, Mn, Ni после предлагаемой обработки достигает содержания этих элементов в эталоне. Отсутствие бора в составе образца № 3 компенсируется повышенным содержанием хрома и присутствием ва-

надия. Недостатком полученного сплава является пониженное содержание молибдена по сравнению с эталоном, что надо учитывать при назначении режима термообработки, т.к. молибден препятствует развитию отпускной хрупкости [8-9].

Из опытной плавки были подготовлены образцы для термообработки. Классическим режимом термообработки стали 30Х3МФ является закалка с 870⁰С в масле с последующим отпуском 620⁰С в воде. В связи с тем, что состав стали изменился, соответственно, должен измениться режим термообработки.

В связи с увеличением содержания углерода и марганца, образующего карбиды цементитного типа, целесообразно несколько увеличить температуру закалки. При назначении режима термообработки необходимо также помнить, что стали 30Х3МФ склонна к отпускной хрупкости II рода. Увеличение содержания Si и Mn в комбинации Cr-Mn-Si, как в данном случае, повышает эту склонность. Благоприятным фактором в борьбе с отпускной хрупкостью является присутствие Mo, хотя его наличие меньше, чем в эталоне.

Для предотвращения развития отпускной хрупкости были рассмотрены следующие режимы термообработки: закалка с 890⁰С в масле с последующим отпуском в интервале 450 - 550⁰С, охлаждение в холодной воде. Выбор более низкой температуры отпуска обусловлен стремлением избежать интервала отпускной хрупкости и повысить прочностные свойства матрицы.

Необходимую вязкость матрицы должно обеспечить повышенное содержание Ni в скорректированном составе.

Библиографический список

1. Стеблов А.Б., Березов С.Н., Козлов А.А. Литые чугуны для помолы материалов // Литье и металлургия. – 2012. - № 3. - С. 45-50.
2. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Laurent C., Твердохлебов Н.И., Щербакова Е.П. Совершенствование литья по газифицируемым моделям // Литейное производство. - 2014. - № 4. - С. 16-18.
3. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Твердохлебов Н.И., Ковалёва Т.В. Литье по газифицируемым моделям в опоках с боковым и нижним забором воздуха // Литейное производство. - 2016. - № 10. - С. 22-25.
4. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Твердохлебов Н.И., Щербакова Е.П., Ковалёва Т.В. Получение отливок литьем по газифицируемым моделям с использованием моделей из строительного полистирола // Труды Университета. - 2017. - № 3 (68). - С. 30-32.
5. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Твердохлебов Н.И., Щербакова Е.П., Ковалёва Е.П. Влияние краски на качество чугунных и стальных отливок сложной конфигурации при ЛГМ // Литейное производство. - 2015. - № 7. - С. 17-19.
6. Kovalev P., Riaboshuk S., Issagulov A., Kvon S., Kulikov V. Improving shipbuilding steel grade quality at stages of smelting, secondary refining, and continuous casting // Metals. - 2019. - Т. 9. - № 2. - С. 203-208.
7. Куликов В.Ю., Аубакиров Д.Р., Квон С.С., Достаева А.М., Щербакова Е.П. Применение износостойких материалов в металлургической отрасли Республики Казахстан // Металлургия. - 2018. - № 10. - С. 80-83.
8. Issagulov A.Z., Kulikov V.Yu., Sharaya O.A., Shcherbakova Ye.P. Increasing metal corrosion resistance by means of using anticorrosion coverings based on halloysite // Труды Университета. - 2013. - № 3 (52). - С. 19-21.
9. Kvon S.S., Kulikov V.Y., Issagulov A.Z., Dostayeva A.M., Kovalyova T.V. Studying structure and properties of shaped ingots obtained in various conditions of crystallization // Metallurgija. - 2018. - Т. 57. - № 4. - С. 313-316.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ЛИТЕЙНОЙ ФОРМЫ

Исагулов А.З., Исагулова Д.А.

*Карагандинский государственный технический университет
г.Караганда, Республика Казахстан, tmin3@mail.ru*

Аннотация. В работе показаны преимущества импульсно-прессового способа уплотнения песчано-глинистых форм. Приведены схемы тарировочных графиков при определении напряженно-деформированного состояния смеси. Показана зависимость интенсивности касательных напряжений от среднего нормального напряжения.

Ключевые слова: Импульс, форма, песок, глина, напряжение, деформация

DEFINITION OF THE INTENSE DEFORMED CONDITION OF THE CASTING MOLD

Issagulov A.Z., Issagulova D.A.

*Karaganda state technical university
Karaganda, Republic of Kazakhstan, mmin3@mail.ru*

Abstract. In work advantages of a pulse and press way of consolidation of sandy-argillaceous forms are shown. Schemes the calibrating of schedules are provided when determining of the intense deformed condition of mix. The dependence of intensity of tangent tension on average normal tension is shown.

Keywords: Impulse, form, sand, clay, tension, deformation

В отличие от воздушно-импульсного процесса, где основным силовым уплотняющим фактором является большая сила инерции смеси, в процессе SEIATSU уплотняющим фактором являются силы фильтрации, которые зависят от давления воздуха, начальной плотности смеси и высоты опоки. Усилие уплотнения смеси составляет потери давления в смеси минус потери на внутреннее трение.

Данный способ формообразования позволяет получать высокоточные литейные формы для крупногабаритных отливок [1-3].

Для исследования напряженно-деформированного состояния формы песчано-глинистую смесь, с замеренными по ГОСТ 23409.5-78 и ГОСТ 23409.7-78 физико-механическими свойствами, засыпали через сито с ячейкой 7х7 мм в опоку и наполнительную рамку. Засыпаемую формовочную смесь взвешивали, что позволило найти ее начальный насыпной вес δ_0 ср по формуле:

$$\delta_{\text{ср}} = \frac{m}{V}, \quad (1)$$

где m – масса формовочной смеси, кг;

V – объем, занимаемый формовочной смесью, м^3 .

В процессе засыпки формовочной смеси устанавливались датчики напряжений. В таблице 1 приведены расположения датчиков.

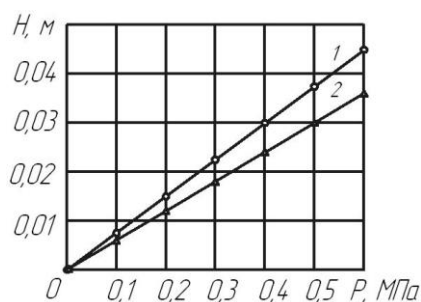
Из таблицы 1 видно, что расположение датчиков выбиралось таким образом, чтобы можно было построить расположение нормальных и горизонтальных напряжений, а также перемещений слоев формовочной смеси по высоте формы. Все измерения напряжений в формовочной смеси тензометрическими датчиками были продублированы механическими месдозами по методике, описанной в работе.

Таблица 1 - Расположение датчиков по высоте формы

Наименование датчиков	Датчик нормальных напряжений	Датчик горизонтальных напряжений	Датчик перемещения	Датчик для измерения давления внутрипорового воздуха
Расстояние модельной плиты	0,050	0,050	0,050	
	0,100	0,100	0,100	0,1
	0,150	0,150	0,150	0,2
	0,200	0,200	0,200	0,3
	0,300	0,300	0,250	
			0,300	
			0,350	
			0,400	

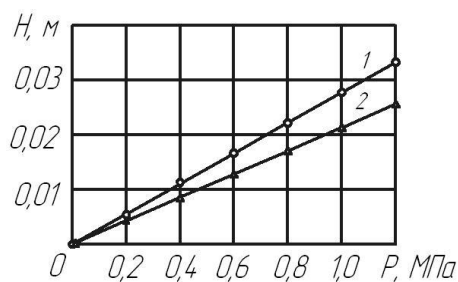
Использование многоканального светолучевого осциллографа Н 117/1, позволило записывать одновременно процессы, происходящие при уплотнении формовочной смеси: давление, возникающее в ресивере; напряжения, возникающие в формовочной смеси; перемещения слоев формовочной смеси; перемещения слоев формовочной смеси; давление газовой фазы в формовочной смеси. Определение скоростей перемещений слоев формовочной смеси производилось по методике, изложенной в работе [4].

Тарировка каждого датчика давлений, напряжений и перемещений проводилась трижды перед каждым экспериментом. Тарировочные графики строились по 5–8 точкам усредненных значений. Для динамических процессов уплотнения, поправка на статическую тарировку составила от 8 до 9%. Характерные результаты тарировки датчиков приведены на следующих рисунках: давления в ресивере – рисунок 1, напряжений в формовочной смеси – рисунок 2, перемещений – рисунок 3; давлений воздуха в формовочной смеси – рисунок 4, мездоз – рисунок 5.



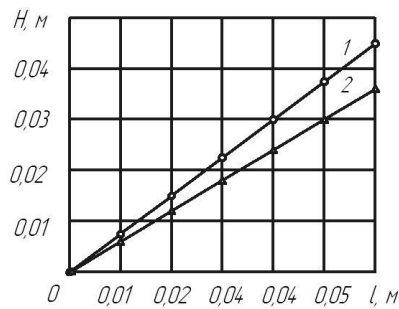
1 – низкопрочная смесь; 2 – высокопрочная смесь

Рисунок 1 – Характерные тарировочные графики пьезокристаллических датчиков давления



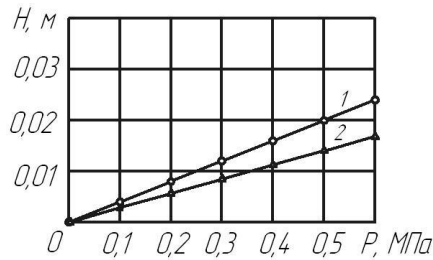
1 – низкопрочная смесь; 2 – высокопрочная смесь

Рисунок 2 – Характерные тарировочные графики тензометрических датчиков давления



1 – низкопрочная смесь; 2 – высокопрочная смесь

Рисунок 3 – Характерные тарировочные графики датчиков относительных перемещений



1 – низкопрочная смесь; 2 – высокопрочная смесь

Рисунок 4 - Характерные тарировочные графики датчиков давления внутрипорового воздуха

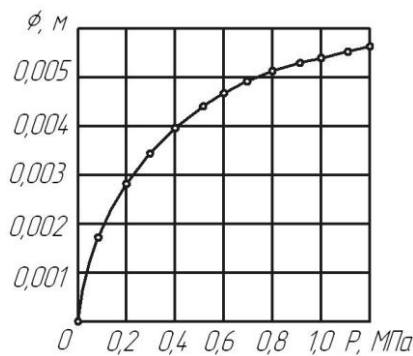


Рисунок 5 – Тарировочный график механических датчиков давления

Оценка качества уплотненной формовочной смеси производилась по замерам твердости и плотности. Замеры твердости формы проводились по ладу, контрладу – рисунок 6 и по боковой стенке формы – рисунок 7.

Для определения распределения плотности формовочной смеси по высоте, форму разрезали пополам и прободоотборником брали на четырех уровнях по три пробы – рисунок 8.

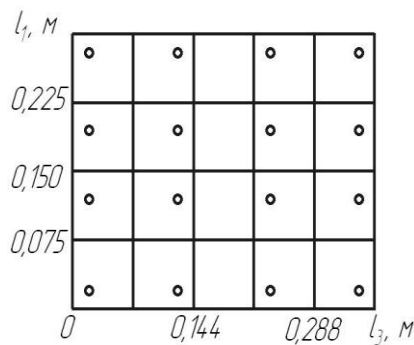


Рисунок 6 – Схема замеров твердости лада и контрлада формы

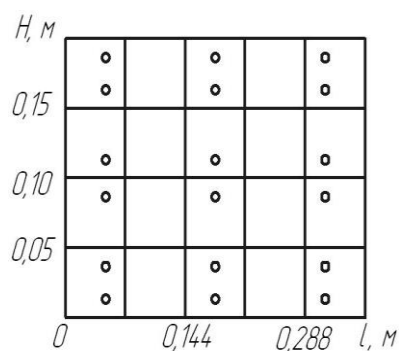


Рисунок 7 – Схема замеров твердости на боковой стенке формы

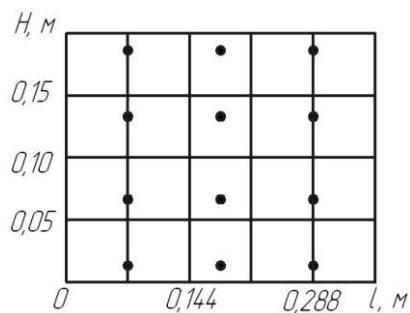


Рисунок 8 – Схема замеров плотности формовочной смеси по высоте формы

Технические данные машины типа HSP, показаны в таблице 2.

Таблица 2 – Технические данные HSP – машины

Формовочная машина со съемом, работающая методом воздушного потока с прессованием под высоким давлением. Габаритные размеры и технические данные. Габаритные размеры в мм			
Типоразмер	HSP1	HSP2	HSP3
A	1180	1500	1870
B	600	450	300
C	490	605	605
D	2425	3040	3635
E	610	1080	1600
F (около)	2700	3480	4400
G (около)	2250	2750	3520
Технические данные.			
Модель	HSP1	HSP2	HSP3
Размеры стола (мм)	750x560	950x710	1155x860
Размеры опок			
в свету мин. (мм)	450x300	550x450	700x550
в свету макс. (мм)	650x500	800x650	1000x800
Внешние макс. (мм)	850x650	1000x850	1250x1050
Подъем			
Прессование макс. (мм)	200	250	300
Подъем вытяжки макс. (мм)	250	350	450
Усилие прессования			
Регулирование			
до макс. (кН)	200	315	535
Эл.подключение (кВт)	5,5	7,5	11
Вес кг.	4400	8500	16800

В ходе экспериментов [5-10] установлено, что при постоянном среднем нормальном напряжении интенсивность T роста касательных напряжений в смеси уменьшается по мере увеличения скоростей их нагружения. Аналогичная зависимость существует и для зависимости T от среднего нормального напряжения σ_{cp} . Определено, что чем больше σ_{cp} , тем больше T (рисунок 9).

Исследования проводились с высокопрочными (сплошная линия) и низкопрочными (пунктирная линия).

При $\sigma_{cp}=0$ определяется напряжение чистого сдвига или коэффициент сцепления. При использовании смесей с большим количеством связующего понижается интенсивность касательных напряжений. Это происходит из-за того, что такие смеси имеют меньшую динамическую вязкость.

Значительный рост скорости объёмной деформации ε_v в первоначальный момент происходит вследствие того, что воздух внутри пор песчано-смоляной смеси играет роль смазки.

В результате экспериментов определено, что с увеличением времени твердения смеси скорость объёмной деформации снижается. Смесь на основе песков разной фракции более прочная и имеет меньшую объёмную деформацию и скорость объёмной деформации.

Испытания по определению зависимости модуля пластичности от плотности смеси показали, что с увеличением плотности значение модуля пластичности резко возрастает.

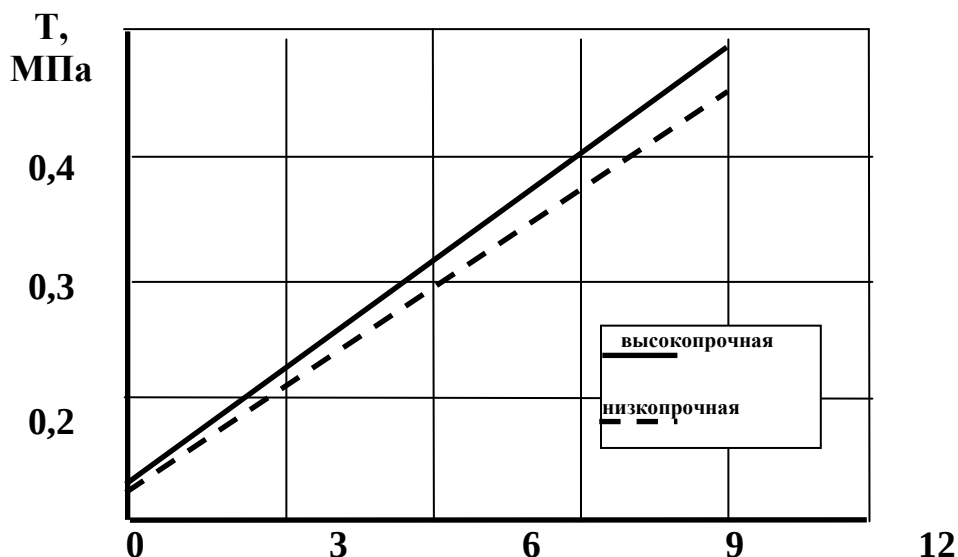


Рисунок 9 – Зависимость интенсивности касательных напряжений от среднего нормального напряжения

К преимуществам импульсно-прессового метода можно отнести:

- 1) довольно высокое и равномерное распределение плотности смеси по высоте всей формы;
- 2) достаточную твердость в карманах формы, что позволяет использовать соотношение выступающих частей к их диаметру 2:1. Поэтому на многих участках нет необходимости проставлять стержни;
- 3) минимальные уклоны модельной оснастки, что дает высокую весовую и размерную точность отливок;
- 4) бесшумность процесса по сравнению со встряхиванием уровень шума меньше в 3-4 раза;
- 5) достаточно легкое извлечение модели из формы.

В работе были проведены теоретические и экспериментальные исследования, в частности по уплотнению форм радиаторов.

1. Проведен анализ существующих сведений об импульсно-прессовом методе, приводятся технические характеристики существующих машин;

2. Приводится методика экспериментальных исследований и приборов для снятия технологических параметров и последующей обработки;
- 3 Проведено сравнение плотности смеси по высоте формы и определено, что при Seiatu-процессе плотность смеси более равномерно распределена, чем при прессовании воздухом или чистом прессовании.
4. Определено, что величина потерь давления остается постоянной во всех слоях формы, а напряжение увеличивается к ладу формы.
5. Экспериментально установлено, что оптимальная величина площади вент от 3 до 3,5% от площади модельной плиты.
6. Рассмотрены параметры фильтрационных процессов.
7. Проведены исследования в области реологии формовочной смеси. Смесь целесообразно представить в виде двух моделей: модели объемного сжатия и модели чистого сдвига.

Библиографический список

1. Гарибян Г.С., Лаврик Д.В., Шуйкин О.А., Чередниченко М.И. Математическое моделирование процесса уплотнения сырых песчано-глинистых форм динамическими способами // Динамика систем, механизмов и машин. - 2007. - № 2. - С. 283-286.
2. Рябинов П.В., Стрельников И.А. Воздушно-импульсная формовка // В сборнике: Молодая инновационная Чувашия: творчество и активность Материалы Открытой научной конференции молодёжи студентов. - 2013. - С. 77-79.
3. Исагулов А.З. Двухстадийное уплотнение форм // Литейное производство. - 1996. - № 8. - С. 21.
4. Литейные связующие в массовом производстве: Каталог. – Свердловск: ВНИИОТ, 1987. – 34 с.
5. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Согрина О.С., Яковлев В.Я. Расчёт литниковой системы для отливок радиаторов при литье в оболочковые формы // Труды Университета. - 2005. - № 1 (18). - С. 38-40.
6. Исагулов А.З., Куликов В.Ю. Вывод уравнения прессования песчано-смоляных смесей и их реологические модели // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. - 2007. - № 6. - С. 52-56.
7. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Щербакова Е.П. Определение влияния внешних факторов на свойства дисперсных материалов // В сборнике: Повышение качества образования, современные инновации в науке и производстве: Сборник трудов Международной научно-практической конференции. - 2015. - С. 95-97.
8. Issagulov A., Kulikov V., Issagulova D., Shcherbakova E., Kuszhanova A. Developing technological process of obtaining guality casts // Metalurgija. - 2014. - Т. 53. - № 4. - С. 601-604.
9. Matveenko I.V., Isagulov A.Z. A concept of clay-bonded sand mold quality control // Литейное производство. - 1999. - № 5. - С. 21-23.
10. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Исагулова Д.А., Ковалева Т.В. Улучшение технологических характеристик песчано-глинистых форм при уплотнении воздушным потоком // Литье и металлургия. - 2018. - № 1 (90). - С. 75-77.

ДЕФОРМАЦИЯ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА И СВОЙСТВА ПОРШНЕВЫХ ЗАЭВТЕКТИЧЕСКИХ СИЛУМИНОВ

Афанасьев В.К., Прудников А.Н., Прудников В.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, a.prudnikov@mail.ru*

Аннотация. Исследована серия поршневых заэвтектических силуминов на основе Al – (15÷20) % Si, легированных медью, магнием, никелем, хромом. Определены механические свойства и ТКЛР опытных сплавов в литом состоянии и послековки. Определен оптимальный режим термической обработки деформированных силуминов: закалка со ступенчатого нагрева и старение, который позволяет повысить прочность поковок до 370-470 МПа. При этом показатели пластичности остаются на высоком уровне, а средний ТКЛР сплавов составляет $(18,0 \div 19,2) \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$ в интервале 50÷200 °С.

Ключевые слова: заэвтектический силумин, структура,ковка, механические свойства, термическая обработка, температурный коэффициент линейного расширения

DEFORMATION, HEAT TREATMENT AND PROPERTIES OF PISTON HYPEREUTECTIC SILUMINS

Afanas`ev V.K., Prudnikov A.N., Prudnikov V.A.

*Siberian State Industrial University
Novokuznetsk, Russia, a.prudnikov@mail.ru*

Abstract. A series of piston hypereutectic silumin based on Al - (15÷20) % Si, alloyed with copper, magnesium, nickel, chromium is investigated. The mechanical properties and thermal expansion coefficient of the experimental alloys in the cast state and after forging are determined. The optimal mode of heat treatment of deformed silumin is determined: quenching from step heating and aging, which allows increasing the strength of forgings up to 370-470 MPa. Moreover, the plasticity indicators remain at a high level, and the average thermal expansion coefficient of the alloys is $(18.0 \div 19.2) \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$ in the range of 50 ÷ 200 °C.

keywords: hypereutectic silumin, structure, forging, heat treatment, tensile strength, hardness, temperature coefficient of linear expansion.

Введение

Анализ условий работы поршней современных тяжелонагруженных двигателей [1-3] показывает, что в процессе работы они воспринимают значительные динамические нагрузки, меняющиеся в течение одного цикла по знаку и направлению. Причем давление газов на поршень может достигать 800 МПа. Еще одной особенностью условий работы поршня является высокая температура продуктов сгорания топлива (~ до 2000°С). Это обуславливает разогрев днища поршня при определенных режимах работы двигателя до 350-400 °С. С учетом условий работы поршней и предъявляемых жестких требований к поршневым сплавам заэвтектические легированные силумины являются в настоящее время одним из самых перспективных материалов для изготовления поршней двигателей внутреннего сгорания. Это определяется благоприятным сочетанием малого удельного веса, низкого температурного коэффициента линейного расширения (ТКЛР) с хорошими механическими и технологическими свойствами. Однако присутствие в структуре заэвтектических силуминов крупных кристаллов первичного кремния снижает их пластичность и не позволяет производить поршни обработкой давлением в промышленных условиях [2-5]. Кроме того, они отрицательно вли-

яют на динамическую и статическую прочность поршней и не позволяют иметь высокие значения усталостной прочности, характерной для деформируемых сплавов. Для обеспечения необходимого комплекса физико-механических характеристик заготовок из поршневых сплавов обязательно применяется окончательная термическая обработка [3,6]. Поэтому изучение склонности опытных высококремнистых деформируемых силуминов к упрочняющей термической обработке и к изменению ТКЛР представляет практический интерес и является целью настоящей работы.

Материалы и методика исследований

Изготовлена серия опытных слитков из заэвтектических силуминов на основе Al – (15÷20) % Si, легированных медью, магнием, никелем, хром и другими элементами. С целью обеспечения хорошей деформируемости и высокого комплекса механических свойств сплавы модифицировали фосфор- и водородсодержащими реагентами [2,3]. Диаметр опытных слитков составлял 190 мм, высота – 500-550 мм, вес – 32-40 кг. Химический состав сплавов приведен в таблице 1.

Приготовление опытных сплавов проводили в промышленной индукционной печи в графитовом тигле емкостью 40 кг. Сплавы готовили на алюминии А7 (ГОСТ 11063), кремнии Кр0 (ГОСТ 2163). В качестве легирующих добавок использовали технически чистые металлы и лигатуры. Наводороживание расплава проводили с помощью влажных асбестовых тампонов при температуре 700-760 °С. Фосфор вводили в сплавы в виде фосфористой меди МФ-1, содержащей 10 % фосфора [3].

Технологический процесс приготовления сплавов включал следующие основные операции: загрузка в печь и расплавление расчетного количества алюминия, легирование, наводороживание, модифицирование, отстаивание расплава, снятие шлака, заливка. Расплавы заливали в стальную цилиндрическую изложницу (кокиль), окрашенную огнеупорной краской. Температура заливки сплавов составляла 700-730 °С (для сплавов на основе Al-15-18 % Si) и 730-750 °С (для сплавов на основе Al-20 % Si).

Таблица 1 – Химический состав опытных поршневых заэвтектических силуминов

№ сплава	Компоненты сплавов, вес. %									
	Si	Cu	Mg	Ni	Mn	Cr	Ti	P	H	Al
1	15	3	0,2	-	-	-	-	0,01	0,00008	ост.
2	15	3	0,2	1,0	-	-	-	0,01	0,0001	ост.
3	15	5	1,1	1,0	-	-	-	0,01	0,0003	ост.
4	18	4	0,6	-	-	-	-	0,02	0,0003	ост.
5	18	4	0,6	1,0	-	-	-	0,02	0,0006	ост.
6	20	5	1,1	-	-	-	-	0,03	0,0006	ост.
8	20	1	0,4	-	0,8	0,3	0,1	0,01	0,00008	ост.

После механической обработки (удаление литой поверхности, резка на заготовки) слитки подвергали горячей пластической деформации (свободная ковка). Суммарная степень деформации составляла $\varepsilon = 94 \%$, а общий коэффициент уковки – $K_{\text{общ}} = 28$. Ковку заготовок проводили на пневматическом кузнечном молоте МВ 412 с массой бойка 160 кг и энергией удара не менее 2,5 кДж. Перед ковкой заготовки подвергали отжигу для получения в них равновесной структуры. Температура отжига и время выдержки подобраны экспериментально и составили 450-470 °С и 1,5-3 ч. В процессековки проводили промежуточные отжиги при температуре 450±10°С в течение 0,5-1 ч [7-9].

Термическую обработку поковок проводили в печах сопротивления СНОЛ 2.2, 5.2/12,5-II и электрических сушильных шкафах СНОЛ 3,5.3,5.3,5/3,5-II2. Для металлографического анализа слитков и поковок использовали оптический микроскоп OLYMPUS GX-51F.

Изучение микроструктуры слитков проводили на микрошлифах, приготовленных из поперечных темплетов, вырезанных на равной высоте от донной части слитка. Истинный и средний ТКЛР сплавов определяли с помощью высокотемпературного дифференциального dilatометра. Погрешность определения ТКЛР составляла $0,1 \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$.

Результаты и обсуждение

Микроструктура опытного слитка из легированного заэвтектического силумина на основе Al-18 % Si приведена на рисунке 1.

Установлено, что микроструктура сплавов в литом состоянии неоднородна по сечению слитка. По его поперечному сечению можно выделить три характерные зоны:

- поверхностную – представляет собой грубокристаллический ободок шириной 3÷5 мм с наибольшей объемной долей КПК;
- промежуточную – состоящую из эвтектики игольчатого типа, участков α -твердого раствора и кристаллов первичного кремния. Также хорошо видны темные выделения фазы Mg_2Si и светлые округлые – CuAl_2 ;
- центральную – микроструктура которой состоит из двойной и более сложных эвтектик, участков α -твердого раствора сложного состава и кристаллов первичного кремния (КПК). Причем объемная доля КПК в центральной зоне слитка значительно меньше, чем в промежуточной.

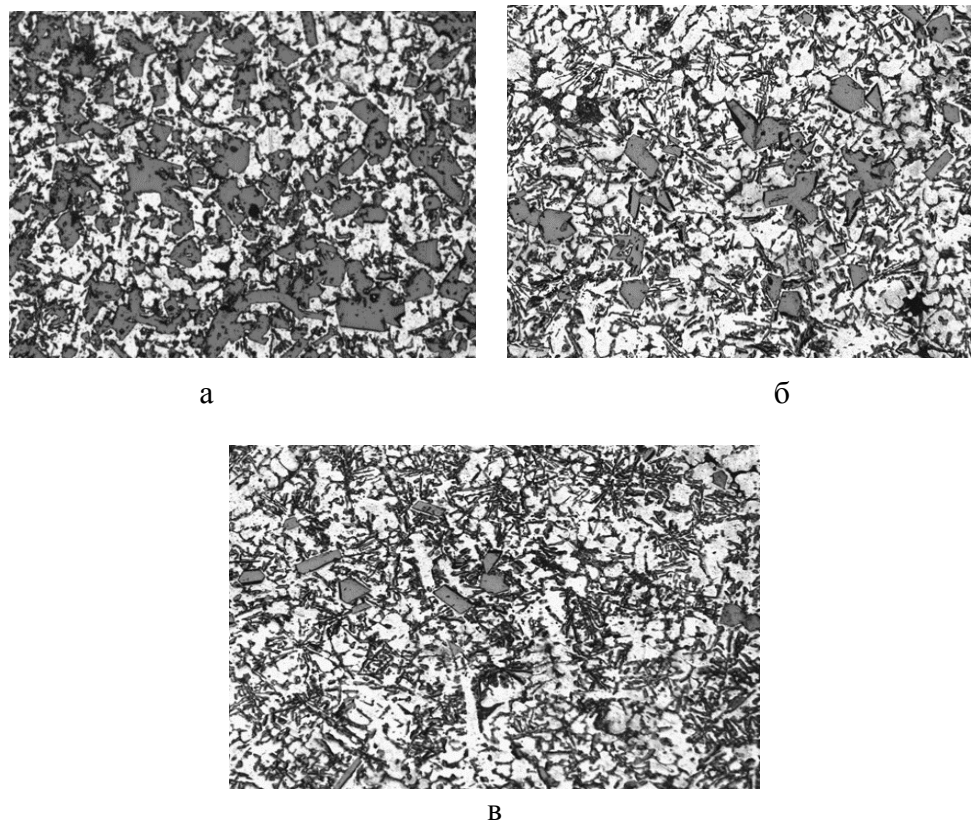


Рисунок 1 – Микроструктура слитка из опытного легированного силумина Al-18 % Si-4 % Cu-0,6 % Mg: а – поверхностная; б – промежуточная; в – центральная зоны; $\times 100$

В таблице 2 приведены механические свойства и температурный коэффициент линейного расширения сплавов в литом состоянии. Видно, что несмотря на структурные отличия краевой (промежуточная зона) и центральной частей слитков, твердость их различается незначительно и составляет 840-1020 и 813-1006 МПа соответственно. Временное сопротивление разрыву слитков из опытных заэвтектических силуминов находится в пределах 80-153 МПа. Их среднее значение коэффициента линейного расширения, определяемого в интервале 50-200 °С, составляет $(17,2 \div 19,5) \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$, а в интервале 200-450 °С – $(17,7 \div 21,4) \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$ соответственно.

Перед ковкой заготовки подвергали отжигу при 450-470 °С в течение 1,5-3 ч. При от-

жиге происходит частичное устранение неоднородности структуры и состава сплавов посредством диффузии, коагуляция кремнистых выделений. При этом в значительной степени уменьшается напряженность кристаллической решетки α -твердого раствора алюминия, что позволяет облегчить процесс деформирования металла.

Таблица 2 – Физико-механические свойства слитков из легированных заэвтектических силуминов

№ сплава	Твердость, НВ, МПа		σ_B , МПа	Средний ТКЛР, $\alpha \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$ в интервале температур, °C	
	край	центр		50-200	200-450
1	873	853	153	19,1	20,8
2	840	813	148	18,9	19,7
3	1020	1006	125	19,2	20,6
4	986	928	138	19,5	21,4
5	980	876	124	16,7	17,7
6	943	941	86	18,7	19,9
7	958	950	80	19,0	20,5

В структуре поковок присутствуют раздробленные мелкокристаллические равномерно распределенные кристаллы первичного кремния и эвтектика, имеющая зернистое строение. Под действием горячей деформации и отжигов происходит коагуляция и сфероидизация эвтектических частиц кремния и других фаз.

Механические характеристики и средний ТКЛР сплавов в деформированном состоянии приведены в таблице 3. Видно, что временное сопротивление разрыву деформированных заготовок составляет 227-306 МПа в зависимости от состава заэвтектических силуминов. Кроме того, горячая ковка сплавов формирует более мелкозернистую микроструктуру заготовок со сфероидизированными выделениями эвтектического кремния и других фаз. Микроструктура поковок из силумина Al-18 % Si-4 % Cu-0,6 % Mg приведена на рисунке 2. Такая структура обеспечивает довольно высокую пластичность поковок по сравнению с литым состоянием сплавов (относительное удлинение $\delta = 5,7 \div 7,5$ %; относительное сужение $\Psi = 10,3 \div 14,2$ %).

Термическая обработка поковок из легированных заэвтектических силуминов включала закалку и старение. Упрочнение в этом случае достигается за счет фиксации максимально пересыщенного α -твердого раствора алюминия при закалке и его распада при последующем старении, обусловленного уменьшением растворимости легирующих компонентов с понижением температуры.

Таблица 3 – Физико-механические свойства сплавов в деформированном состоянии (ковка, $\varepsilon = 94$ %)

№ сплава	Механические свойства			Средний ТКЛР, $\alpha \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$ в интервале температур, °C	
	σ_B , МПа	δ , %	Ψ , %	50-200	200-450
1	245	7,5	14,2	19,8	20,9
2	227	5,7	13,1	19,8	19,8
4	306	7,2	13,4	18,6	20,8
5	291	5,8	10,0	19,3	19,4

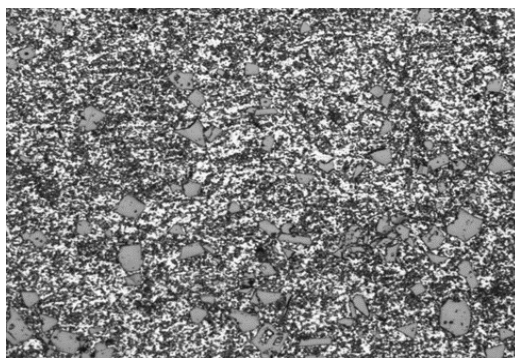


Рисунок 2 – Микроструктура поковки из опытного заэвтектического силумина Al-18 % Si-4 % Cu-0,6 Mg; $\times 100$

Известно, что параметры закалки (температура нагрева и время выдержки) зависят от природы сплавов, их фазового состава. Анализ диаграммы состояния системы Al-Si-Cu-Mg, к которой относятся данные сплавы, показывает, что они имеют сложный фазовый состав. В равновесии с алюминиевым твердым раствором могут находиться семь фаз: Si, θ (CuAl_2), β (Al_2Mg_3) или (Al_8Mg_5), Mg_2Si , S (Al_2CuMg), T (Al_6CuMg), W ($\text{Cu}_2\text{Mg}_8\text{Si}_6\text{Al}_5$) [4]. Основными упрочнителями являются фазы CuAl_2 , Mg_2Si , S (Al_2CuMg) и частично W ($\text{Cu}_2\text{Mg}_8\text{Si}_6\text{Al}_5$). Сложный фазовый состав сплавов обуславливает возможность протекания большого количества невариантных реакций в широком диапазоне температур 444-577 °C [10] и, следовательно, возможно образование сложных легкоплавких эвтектик, температура плавления которых определяет режимы нагрева под закалку. Такая особенность сплавов обуславливает повышенную склонность сплавов к пережогу. Чтобы обеспечить полноту растворения легирующих элементов и не допустить возможности пережога, рекомендуется применять ступенчатый нагрев под закалку. Необходимость проведения такого нагрева для данных сплавов подтверждается результатами экспериментов по влиянию температуры нагрева под закалку в холодную воду и времени выдержки на механические свойства сплавов (режим старения – 150 °C, 5 ч), приведенными в таблице 4 для состава сплава № 4 (см. таблица 1).

Анализ данных таблицы 4 показывает, что удовлетворительное сочетание прочности и пластичности достигается после закалки по режимам 2 и 3, предусматривающим ступенчатый нагрев под закалку при температурах 480 ± 10 °C (первая ступень) и 490 и 500 ± 10 °C (вторая ступень) с выдержкой при этих температурах 0,5-1 ч и последующим старением. После проведения указанных режимов термической обработки временное сопротивление поковок составляет 450-460 МПа, относительное удлинение – 4 %, относительное сужение 5,8-8,3 %.

Таблица 4 – Механические свойства поковок из сплава Al-18 % Si-4 % Cu-0,6 % Mg в зависимости от режимов закалки (старение 150°C, 5 ч)

№ п/п	Температура закалки и время выдержки	Механические свойства		
		σ_B , МПа	δ , %	Ψ , %
1	Без обработки	306	7,2	13,4
2	480 ± 10 °C, 2 ч $\rightarrow$ 490 ± 10 °C, 2 ч	450	4,0	5,8
3	480 ± 10 °C, 2 ч $\rightarrow$ 500 ± 10 °C, 0,5 ч	460	3,8	8,3
4	480 ± 10 °C, 2 ч $\rightarrow$ 500 ± 10 °C, 1 ч	425	1,0	0
5	490 ± 10 °C, 1 ч	437	1,2	0
6	490 ± 10 °C, 3 ч	437	1,0	0

После закалки по режимам 5 и 6, не предусматривающим применение ступенчатого нагрева, в сплавах протекают процессы пережога, что обуславливает резкое снижение пластичности до 1-1,2 %.

Таким образом, за оптимальный режим термической обработки для поршневых сплавов был принят следующий: закалка – ступенчатый нагрев 480 ± 10 °С $\rightarrow$ $(490-500) \pm 10$ °С, с выдержкой 2 и 1 ч соответственно на нижней и верхней ступенях, охлаждение в холодную воду и последующее искусственное старение при 150 °С в течение 5 ч. В таблице 5 приведены физико-механические свойства исследуемых деформируемых сплавов после термической обработки по указанному режиму.

Таблица 5 – Физико-механические свойства поковок после закалки и старения

№ сплава	Механические свойства			Средний ТКЛР, $\alpha \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$ в интервале температур, °С	
	$\sigma_{\text{в}}$, МПа	δ , %	Ψ , %	50-200	200-450
1	425	6,4	9,9	18,6	22,4
2	372	4,6	7,4	19,0	22,1
4	450	4,0	5,8	18,0	20,6
5	400	2,8	6,1	19,2	21,5
6	470	5,0	5,2	18,8	22,0
7	400	3,5	-	19,0	22,7

Из данных таблиц видно, что в результате закалки и старения значительно повышается временное сопротивление разрыву деформированных заэвтектических алюминиево-кремниевых сплавов до 370-470 МПа. Причем показатели пластичности остаются на высоком уровне для поршневых силуминов, а средний ТКЛР сплавов после термической обработки составляет $(18,0 \div 19,2) \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$ в интервале 50÷200 °С и $(20,6 \div 22,7) \cdot 10^{-6} \text{ K}^{-1}$ в интервале 200÷450 °С.

Металлографические исследования деформируемых легированных заэвтектических силуминов после закалки и старения показали, что в микроструктуре термически обработанных поковок частицы первичного и эвтектического кремния принимают более округлую и сфероидизированную форму. Фазы Mg_2Si и CuAl_2 , которые не растворились полностью при нагреве и деформации заготовок, после закалки растворяются в α -твердом растворе алюминия. Причем этот процесс приводит к усилению неоднородной травимости α -твердого раствора.

Выводы

Исследованы механические характеристики и ТКЛР слитков и поковок из опытных заэвтектических силуминов на основе Al – (15÷20) % Si, легированных медью, магнием, никелем, хром и другими элементами и модифицированных фосфор- и водородсодержащими реагентами.

За счет применения оптимальных режимов термической обработки (закалки и старения) показана возможность улучшения комплекса физико-механических свойств деформированных поршневых заэвтектических силуминов. Причем существенный прирост прочности для таких сплавов получен при сохранении высоких показателей пластичности по сравнению с литыми поршневыми силуминами и низким значением ТКЛР по отношению к деформируемым сплавам.

Библиографический список

1. Хохлев В.М. Производство литейных алюминиево-кремниевых сплавов.– Москва: Металлургия, 1980.– с. 68 с.

2. Строганов Г.Б. Сплавы алюминия с кремнием / Г.Б. Строганов, В.А. Ротенберг, Г.Б. Гершман. – Москва: Металлургия, 1977. – 271 с.
3. Прудников А.Н. Структурно-технологические основы разработки прецизионных силуминов с регламентированным содержанием водорода / Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук: 05.16.09 / НГТУ, Новосибирск, 2013. – 40 с.
4. Прудников А.Н. Поршневые деформируемые заэвтектические силумины // Технология металлов. – 2014. – № 2. – С. 8 - 11.
5. Прудников А.Н. Формирование структуры заэвтектического силумина при литье слитков полунепрерывным способом / А.Н. Прудников, В.А. Прудников // Актуальные проблемы в машиностроении. – 2017. – Т. 4. – № 3. – С. 78-83.
6. Prudnikov, A. Production, structure and properties of engine pistons made from transeutectic deformable silumin // Steel in Translations – 2009 –v. 39. – pp. 391-393.
- 7 Прудников А.Н. Комплексное воздействие отжига и термоциклическойковки на структуру и свойства заэвтектических силуминов // Деформация и разрушение материалов. – 2014. – № 2. – С. 14 - 20.
8. Прудников А.Н. Использование термоциклической деформации для получения полуфабрикатов из заэвтектических силуминов / А.Н. Прудников, В.А. Прудников / В сборнике материалов 19-й Межд. научно-практической конф. «Металлургия: технологии, инновации, качество», 15-16 ноября 2015 г., г. Новокузнецк. – Новокузнецк, СибГИУ, 2015. – С. 15-18.
9. Афанасьев В.К. Технология получения слитков, деформированных заготовок и поршней из заэвтектического жаропрочного силумина и их свойства / В.К. Афанасьев, А.Н. Прудников, В.А. Прудников // Обработка металлов (технология, оборудование, инструменты). – 2010. – № 3. – С. 28-31.
10. Мондольфо Л.Ф. Структура и свойства алюминиевых сплавов / М.: Металлургия, 1979. – 640 с.

СЕКЦИЯ 3: ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОЦЕССОВ СВАРКИ, ПОРОШКОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ И ПОЛУЧЕНИЯ КОМПОЗИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ И ПОКРЫТИЙ

УДК 537.527.5

АНАЛИЗ УСЛОВИЙ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ЭЛЕКТРОДОВ ПЛАЗМОТРОНА ЭДП-104А В АЗОТНОЙ ПЛАЗМЕ

Галевский Г.В.¹, Руднева В.В.¹, Оршанская Е.Г.¹, Галевский С.Г.², Мишне И.³

¹Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

²Санкт-Петербургский горный университет,

г. Санкт-Петербург, Россия, sgalevskii@gmail.com,

³Компания EST – Environmental System & Treatment,

г. Омер, Израиль, hello@sncentral.org

Аннотация. Проведен анализ условий и показателей работы электродов плазматронов ЭДП-104А в азотной плазме. Показано, что ресурс работы плазматрона определяется эрозией вольфрамового термокатода. Подтверждено, что эрозия зависит от силы тока и содержания кислорода в плазмообразующем газе. При силе тока 1 кА при повышении содержания кислорода с 0,1 до 0,5 % эрозия увеличивается с 10^{-12} до 10^{-9} кг/Кл. Для снижения эрозии катода необходимо ограничение содержания кислорода в техническом азоте.

Ключевые слова: электродуговой плазматрон, анод, катод, азотная плазма, эрозия.

THE ANALYSIS OF CONDITIONS AND INDICATORS OF WORK OF ELECTRODES OF THE PLASMATRON EDP-104 IN NITRIC PLASMA

Galevskiy G.V.¹, Rudneva V.V.¹, Orshanskaya E.G.¹, Galevskiy S.G.², Mishne I.³

¹Siberian state industrial university,

Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru

²St. Petersburg Mining University,

St. Petersburg, Russia, sgalevskii@gmail.com

³Company EST – Environmental System & Treatment,

Omer, Israel, hello@sncentral.org

Abstract. The analysis of conditions and indicators of work of electrodes of plasmatrons EDP-104A in nitric plasma is carried out. It is shown that the resource of work of plasmatron is defined by an erosion of the tungsten thermocathode. It is confirmed that the erosion depends at most current and the content of oxygen in plasma-forming gas. At the current of 1 kA at increase in content of oxygen from 0.1 to 0.5% the erosion increases from 10^{-12} to 10^{-9} kg/Kl. Decrease in an erosion of the cathode requires restriction of content of oxygen in technical nitrogen.

Keywords: arc plasmatron, anode, cathode, nitric plasma, erosion.

Введение

В настоящее время для реализации нанотехнологий применяются разнообразные по конструкции плазменные химико-металлургические реакторы, среди которых наиболее распространены трехструйные. В реакторе такого типа конструкции СибГИУ – ИТФ СО РАН – ООО «Полимет» используются три электродугowych нагревателя газа (плазматрона) ЭДП-

104А мощностью по 50 кВт каждый, установленные в камере смешения под углом 30° к оси реактора и работающие на общий цилиндрический канал.

Электродуговые нагреватели газа – это аппараты, в которых тепловыделяющий элемент (электрическая дуга) является, практически, единственным доступным средством стационарного нагрева газа до высоких температур при оптимальном преобразовании электрической энергии в тепловую механизмами кондуктивного, лучистого и конвективного теплообмена.

Достоинства электродуговых плазмотронов позволяют эффективно их использовать в промышленности:

1. Экономичность преобразования электрической энергии в тепловую существующими конструкциями плазмотронов, характеризуемая высокими значениями электрического и теплового КПД.
2. Надежность и устойчивость работы электродуговой установки.
3. Большой ресурс электродов, исчисляемый десятками и сотнями часов работы в зависимости от типа плазмотрона, его мощности и рода рабочего газа.
4. Широкий диапазон мощности - от сотен ватт до нескольких мегаватт.
5. Возможность нагрева практически любых газов, в том числе восстановительных, окислительных, инертных, широко используемых в промышленных технологиях.
6. Простота автоматизации управления режимом работы электрической дуги.
7. Малогабаритность и достаточно малая металлоемкость.

Плазмотроны привлекают к себе внимание возможностью эффективно реализовать химические, металлургические и иные процессы, создавать практически безотходные технологии, организовывать комплексную переработку сырья, получать материалы с принципиально новыми физико-механическими и химическими свойствами, осуществлять миниатюризацию промышленных установок и их автоматизацию. Созданные технологические установки обладают высокой производительностью.

В трехструйном плазмометаллургическом реакторе мощностью 150 кВт плазмотроны ЭДП-104А работают на постоянном токе до 200 А при напряжении на электрической дуге до 250 В. Стабилизация электрической дуги – газовыхревая за счет тангенциального ввода плазмообразующего газа через специальное закруточное кольцо.

Возрастающие масштабы технических приложений электродуговых устройств требуют решения ряда проблем, связанных, в первую очередь, с повышением ресурса работы наиболее теплонапряженных элементов – электродов. Среди них отметим также проблемы повышения энтальпии рабочего газа и включения в технологические процессы газов сложного состава, необходимость увеличения потребляемой мощности газового разряда. Последнее требование особенно наглядно проявляется в химической и металлургической отраслях промышленности, где единичная мощность плазмотрона при длительном стационарном режиме работы должна достигать многих мегаватт. Реализация названных рабочих условий неизбежно требует увеличения силы тока дуги и, следовательно, использования материалов с улучшенными физико-механическими характеристиками, так как рост силы тока ведет к усилению эрозии материала электродов (снижению ресурса их работы). Скорость эрозии электродов связана с физическими процессами в приэлектродных областях дугового разряда, на поверхности электрода и внутри кристаллической решетки металла, из которого он изготовлен. Она определяется такими нестационарными процессами, как крупно- и мелкомасштабное шунтирование дуги, воздействие на дуговой столб внешнего магнитного поля, аэродинамика потока газа в плазмотроне и другими факторами. Например, шунтирование приводит к накоплению повреждений в приповерхностном слое электродов.

В последнее десятилетие в результате теоретических и экспериментальных исследований удалось заметно улучшить количественные показатели удельной эрозии вольфрамовых термокатодов, снизив ее до рекордно малой на сегодня величины 10^{-13} кг/Кл при силе тока, не превышающей 1 кА. Намечались успехи и в снижении скорости эрозии медных охлаждаемых цилиндрических анодов с подвижным опорным пятном дуги. Обычно средние значения удельной эрозии таких анодов лежат на уровне 10^{-9} кг/Кл при силе тока, в диапазоне $0,1 \div 4$ кА,

давлении 10^5 Па, и для широкого спектра газов (воздух, азот, кислород, водород).

Физическая природа приэлектродных процессов чрезвычайно сложна, а их характеристики существенно зависят от материала, формы и способа охлаждения электродов, от давления, температуры, характера течения и рода газа, а также способа организации дугового разряда в газоразрядном устройстве. Кроме того, при больших давлениях газа (порядка атмосферного и выше) толщина приэлектродных слоев оказывается очень малой величиной, что при больших плотностях тока существенно усложняет экспериментальное исследование приэлектродных процессов. Поэтому в последнее время все в большей степени используются, наряду с экспериментальными, и теоретические методы изучения приэлектродных процессов, что заметно расширяет возможности выяснения их природы и определения особенностей протекания самого процесса.

Согласно паспортным данным ресурс работы катодов плазмотронов ЭДП-104А в неоокислительных средах составляет не менее 100 часов. При использовании в качестве плазмобразующего газа азота технической чистоты с содержанием кислорода 0,5 – 2,0 % этот показатель снижается практически в 2 раза. Это предопределяет необходимость разработки технических мероприятий по повышению ресурса работы катодов.

В связи с этим целью настоящей работы является исследование возможности повышения ресурса работы вольфрамового катода плазмотрона ЭДП-104А. Для достижения этой цели решались следующие задачи:

- 1) анализ условий работы вольфрамового термокатада в азотной плазме;
- 2) моделирование процесса эрозии вольфрамового термокатада в азотной плазме;
- 3) экспериментальное исследование процесса эрозии вольфрамового термокатада в азотной плазме;
- 4) разработка технического решения по повышению ресурса работы вольфрамового термокатада в азотной плазме.

Устройство, характеристики и работа плазмотрона ЭДП-104А

Устройство, характеристики и особенности эксплуатации плазмотрона ЭДП-104А описаны в работах [1 – 7]. Плазмотрон в сборке, его катодный и анодный узлы, катод и анод до и после эксплуатации, камера смешения плазмометаллургического реактора представлены на рисунках 1, 2. Технологические характеристики плазмотрона ЭДП-104А приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Технические характеристики плазмотрона ЭДП-104А

Характеристика	Значение
1. Рабочий газ	воздух, азот, аргон, углекислый газ
2. Расход газа, кг/с	$(1-5) \cdot 10^{-3}$
3. Давление газа на выходе, Н/м ²	$(1-5) \cdot 10^5$
4. Тепловой КПД	0,6-0,8
5. Максимальный ток, А	250
6. Максимальное напряжение дуги, В аргон воздух, азот, углекислый газ	60 400
7. Максимальная температура нагрева газов, К воздух, азот углекислый газ аргон	5500 4500 8000
8. Ресурс вольфрамового катода (рабочий газ – азот, аргон), ч	100
9. Ресурс циркониевого катода (рабочий газ – воздух, углекислый газ), ч	30
10. Охлаждение электродов	водяное
11. Расход воды, кг/с	0,25
12. Давление воды, Н/м ²	$(4-6) \cdot 10^5$
13. Выходной диаметр электрода, м	$(5-10) \cdot 10^{-3}$
14. Габаритная длина, м	0,21
15. Масса, кг	1,45

Плазмотрон обладает достаточной универсальностью. В его конструкции объединены схемы однокамерных плазмотронов с фиксированной и самоустанавливающейся длиной дуги. В зависимости от назначения плазмотрона, мощности, источника питания выходной электрод (анод) выбирается либо с постоянным по длине диаметром, либо ступенчатым. Дуга возбуждается между электродами при включении плазмотрона. Газовый поток выдувает дугу из межэлектродного пространства и вытягивает ее вдоль оси выходного электрода. Выходной электрод изготавливается из меди или немагнитной стали. Внутренний электрод (катод) – из вольфрама, циркония, графита и других материалов, в зависимости от режимов работы и рода газа. В средах водорода и азота обычно применяется вольфрам. Температура плавления вольфрама, около 3500 °С, вполне достаточна для обеспечения значительной электронной эмиссии при температуре ниже точки плавления. Вольфрам легируется лантаном, иттрием, торием для уменьшения работы выхода.

УДК 621.791.01:669.27

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ВОЛЬФРАМА ИЗ ОКСИДА ПРИ НАПЛАВКЕ ПОРОШКОВЫМИ ПРОВОЛОКАМИ

Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Усольцев А.А., Бащенко Л.П., Михно А.Р.

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

Аннотация. Показана принципиальная возможность использования оксида вольфрама взамен восстановленного металлического порошка вольфрама в порошковых проволоках типа Е и Н. Установлено, что использование вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама в шихте проволоки не повышает загрязненность наплавленного металла оксидами точечными и силикатами недеформирующимися. Показано, что использование вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама обеспечивает значительное уменьшение величины бывшего зерна аустенита в структуре наплавленного слоя вольфрамсодержащей проволокой типа Н и способствует значительному повышению твердости наплавленного слоя и уменьшению скорости его истирания. Введение вольфрамового концентрата в шихту порошковой проволоки типа Е способствует незначительному измельчению игл мартенсита, уменьшению величины первичного зерна аустенита и повышению микротвердости мартенсита в структуре наплавленного слоя.

Ключевые слова: проволока, наплавка, анализ, структура, неметаллические включения, микротвердость, твердость, скорость истирания.

INVESTIGATION OF TUNGSTEN OXIDE REDUCTION DURING SURFACING WITH FLUX-CORED WIRES

Kozyrev N. A., Kryukov R. E., Usoltsev A. A., Pashchenko L. P., Mikhno A. R.

*Siberian state industrial University,
Novokuznetsk, Russia, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru*

Abstract. The basic possibility of use of oxide of tungsten instead of the restored metal powder of tungsten in powder provoloka of the E and H type is shown. It is established that use of a tungsten concentrate instead of tungsten powder in furnace charge of a wire does not increase impurity of the built-up metal oxides dot and the silicates which are not deformed. It is shown that use of a tungsten concentrate instead of powder of tungsten provides considerable reduction of size of the former grain of austenite in structure of the built-up layer with a volframsoderzhashchy wire of type H and promotes substantial increase of hardness of the built-up layer and reduction of speed

of its attrition. Introduction of a tungsten concentrate to furnace charge of a powder wire like E promotes insignificant crushing of needles of martensite, reduction of size of primary grain of austenite and increase in microhardness of martensite in structure of the built-up layer.

Keywords: wire, building up, analysis, structure, nonmetallic inclusions, mikrotverdost, hardness, attrition speed.

В настоящее время для наплавки сталей применяются порошковые проволоки различного химического состава [1-10], особая роль отводится вольфрамсодержащим проволокам, обладающим наивысшей износостойкостью, в которых в качестве наполнителей служат восстановленный вольфрам в виде ферросплавов, лигатур и металлического порошка различной степени чистоты [11-13].

Рациональное использование вольфрама при этом является одной из актуальных задач. Для практического применения представляет интерес технология так называемого прямого восстановления вольфрама из оксидного сырья, минуя процесс получения восстановленного вольфрама и его производных. Такой процесс может быть организован при дуговом разряде в процессе наплавки порошковой проволокой, в которой в качестве наполнителя используется оксид вольфрама с различными восстановителями.

Проведено изучение возможности восстановления вольфрама при использовании порошковых вольфрамсодержащих проволок типа Е и Н по классификации МИС [14].

В качестве наполнителя использовали порошки: кремния КР-1 по ГОСТ 2169-69, марганца МР-0 по ГОСТ 6008-82, хрома ПХА-1М по ТУ 14-1-1474-75, ванадия ВЭЛ-1 по ТУ 48-0533-71, никеля ПНК-1л5 по ГОСТ 9722-97, алюминия ПАП-1 по ГОСТ 5494-95, вольфрама ПВТ по ТУ 48-19-72-92, железного порошка ПЖВ-1 по ГОСТ 9849-86. В ряде проволок, взамен порошка вольфрама использовали вольфрамовый концентрат марки КШ-4 по ГОСТ 213-83 производства ОАО "Горнорудная компания "АИР" и в качестве углеродсодержащего восстановителя пыль газоочистки алюминиевого производства, мас. %: $\text{Al}_2\text{O}_3 = 21 - 43,27$; $\text{F} = 18-27$; $\text{Na}_2\text{O} = 8-13$; $\text{K}_2\text{O} = 0,4 - 6\%$, $\text{CaO} = 0,7- 2,1$; $\text{SiO}_2 = 0,5-2,48$; $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 2,1-2,3$; $\text{C}_{\text{общ}} = 12, 5-28,2$, $\text{MnO} = 0,03-0,9$, $\text{MgO} = 0,04-0,9$, $\text{S} = 0,09-0,46$, $\text{P} = 0,1-0,18$.

Пыль газоочистки алюминиевого производства позволяет, как было показано ранее [15,16]: 1) проводить удаление водорода за счет фторсодержащих соединений (типа Na_3AlF_6 , CF_x ($1 \leq x > 0$) и т.д.) с образованием газообразного соединения HF ; 2) осуществлять раскисление сварочной ванны углеродом за счет CO и CO_2 , образующихся при взаимодействии фтористого углерода CF_x ($1 \leq x > 0$) с растворенным в стали кислородом; 3) повышать устойчивость горения дуги за счет элементов, облегчающих ионизацию в столбе дуги - калия и натрия.

Изготовление проволоки диаметром 5мм проводилось на лабораторной установке. Для наплавки использовали трактор ASAW 1250. Режимы наплавки $I_n = 400- 450 \text{ A}$, $U_d = 32-36 \text{ В}$, $V_n = 24-30 \text{ м/ч}$.

Наплавка производилась под слоем флюса АН-26С и флюса, изготовленного из шлака производства силикомарганца, при этом количество наплавленных слоев -5. Химический состав наплавленного металла определяли рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС-71. Металлографическое исследование микрошлифов проводилось с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений $\times 100-1000$. Шлифовка образцов проводилась согласно ГОСТ 23505-79. Образцы полировались с применением шлифовального станка FORCIPO2 с использованием шлифовальной шкурки и войлочного покрытия, обрабатываемого хромосодержащим 2% раствором. Методика травления проводилась по ГОСТ 25336-82. Травление выполнялось в 2% растворе азотной кислоты (HNO_3). Время травления 0,5 мин. Промывка в холодной проточной воде. Величину зерна определялся по ГОСТ 5639-82 при увеличении $\times 100$ методом сравнения с эталонными шкалами. Определение размера игл мартенсита и балла мартенсита проводили при увеличении $\times 1000$, согласно ГОСТ 8233-56 с использованием программного обеспечения микроскопа и пакета прикладных программ для металлографических исследований Siams Photolab 700 и методом сравнения с эталонными шкалами. Оценка загрязненности

наплавленного слоя неметаллическими включениями производилась согласно ГОСТ 1778-70 при увеличении $\times 100$ методом сравнения с эталонными шкалами.

Твердость определяли по методу Роквелла и Виккерса. Измерение твердости по Роквеллу осуществляли в соответствии с требованиями ГОСТ 9013-59. С целью изучения свойств отдельных участков микроструктуры стали использовали метод определения микротвердости структурных составляющих в соответствии с требованиями ГОСТ 9450-76. Исследования проводили на цифровом микротвердомере модели *HVS-1000* с автоматической поворотной головкой и цифровым отображением данных. Для каждого образца проводили 10 измерений микротвердости, выполняемые следующим образом. В поверхность предварительно протравного металлографического шлифа вдавливался наконечник, имеющий форму четырехгранной алмазной пирамиды. Нагрузка составляла 1Н. После снятия нагрузки определяли число твердости в соответствии с длинами диагоналей полученного отпечатка. Расчет числа твердости по Виккерсу, его отображение на экране компьютера и сохранение изображения с отпечатком были выполнены автоматически благодаря подключению ССD-камеры к компьютеру с платой видеозахвата и соответствующим программным обеспечением анализа изображений.

Испытание на износ проводилось по методике согласно ГОСТ23.208 по схеме «ДИСК – КОЛОДКА» на испытательной машине 2070 СМТ-1.

Для исследования изготовили две партии образцов (таблица 1). Первая партия - порошковые вольфрамсодержащие проволоки, по классификации МИС, типа Н (образцы №1 и 2), вторая - типа Е (образцы №3 и 4). В обеих партиях образцов в состав шихты проволоки вводили порошок вольфрама ПВТ (металлический вольфрам) (образцы №1 и 3) и вольфрамовый концентрат марки КШ-4 (вольфрам в виде оксидов) (образцы №2 и 4).

Характеристики полученных проволок приведены в таблице 2, химический состав наплавленного металла в таблице 3.

Таблица 1 – Состав шихты порошковых проволок

Состав шихтовых материалов	Номер образца			
	№1	№2	№3	№4
	Массовая доля шихтовых материалов, %			
Пыль газоочистки производства алюминия	3	2	2	2
КР-1	3	2	2	2
МР-0	3,5	5,5	0,5	0,5
ПХА-1М	16	25	15	15
ПНК-1л5	2	15	1	1
ПВТ	30,5	-	10	-
Вольфрамовый концентрат марки КШ-4	-	6,5	-	26,5
ВЭЛ-1	1	3	1	1
МПЧ	-	11	-	-
ПЖВ-1	41	30	68,5	52

Таблица 2– Характеристики проволок

№ проволоки	Коэффициент заполнения проволоки, %	Степень извлечения вольфрама, %
1	32,011	67,45
2	23,120	58,68
3	19,307	72,24
4	13,568	97,93

Оценка уровня загрязненности неметаллическими включениями исследуемых напла-

ленных слоев выявила присутствие оксидных неметаллических включений, в частности силикатов недеформирующихся и оксидов точечных (таблица 4, рисунок 1). Для всех образцов отмечено наличие оксидов точечных и силикатов недеформирующихся, не оказывающих сильного негативного влияния на свойства и допустимых при использовании исследуемой порошковой проволоки.

Использование вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама в составе шихты проволоки типа Е и Н практически не влияет на уровень загрязненности наплавленного слоя неметаллическими включениями.

Металлографический анализ наплавленного слоя показал, что при введении в состав шихты проволоки порошка вольфрама (образец №1) структура наплавленного слоя представляет собой бейнит игольчатого строения и аустенит остаточный (рисунок 2 а, б). Величина бывшего зерна аустенита по шкале зернистости соответствует №3, 4 (таблица 4).

Таблица 3 -Химический состав наплавленного металла

№ Пробы	Массовая доля элементов, %							
	C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu
1	0,08	0,31	1,21	0,10	0,054	0,007	0,46	0,16
2	0,08	0,32	1,60	0,13	0,052	0,007	4,52	0,19
3	0,10	0,69	0,67	5,14	0,051	0,007	0,25	0,06
4	0,09	0,39	0,55	3,99	0,083	0,008	0,21	0,07
№ Пробы	Массовая доля элементов, %							
	Ti	W	V	Mo	Al	Nb	Co	
1	0,003	6,07	0,11	0,07	0,023	0,010	0,001	
2	0,009	11,21	0,38	3,78	0,022	0,010	0,002	
3	0,007	3,41	0,17	0,01	0,041	0,010	0,001	
4	0,002	3,32	0,09	0,01	0,021	0,013	0,001	

Таблица 4 – Характеристики структуры, неметаллических включений и микротвердость наплавленного слоя

Номер образца	Загрязненность неметаллическими включениями, балл		Величина бывшего зерна аустенита, номер	Мартенсит, балл	Микротвердость, HV
	силикаты недеформирующиеся	оксиды точечные			
1	2б, 1б, 3б	1а, 2а	3, 4	-	464
2	1б, 2б, 3б	1а	7	-	474
3	1б, 2б, 2а	1а	5	8	793
4	2б, 1б, 2а	1а	5, 6	7, 8	920

В результате использования вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама (образец № 2) структурными составляющими наплавленного металла являются феррит и перлит. Величина бывшего зерна аустенита по шкале зернистости соответствует №7 (рисунок 2 в, г).

Таким образом, введение в шихту проволоки вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама способствует значительному уменьшению величины первичного зерна аустенита.

Металлографические исследования наплавленного слоя порошковой проволокой типа Е (образцы №3 и 4) показали, что его микроструктура представляет собой крупноигольчатый мартенсит и аустенит остаточный (рисунок 2 д - з).

В данном случае использование вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама способствует незначительному измельчению игл мартенсита и уменьшению величины бывшего зерна аустенита.

В структуре наплавленного слоя проволокой, содержащей в шихте порошок вольфрама, присутствует мартенсит с размером игл до 16 мкм (балл 8) (рисунок 2 д, е). Величина бывшего зерна аустенита по шкале зернистости соответствует №5 (таблица 4).

В результате введения в состав шихты проволоки вольфрамового концентрата в структуре наплавленного слоя наблюдается мартенсит с размером игл до 12-16 мкм (балл 7, 8), а величина первичного зерна аустенита соответствует №5, 6 (рисунок 2 ж, з, таблица 4).

При этом, по-видимому, использование вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама практически не влияет на микротвердость структурных составляющих образцов первой партии и повышает микротвердость мартенсита в структуре образцов второй партии на 14 %.

Проведенное испытание на износ (таблица 5) показало, что введение вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама в состав шихты проволоки типа Н способствует повышению твердости наплавленного слоя на 26% и уменьшению скорости его истирания более чем в два раза.

Использование вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама в составе шихты проволоки типа Е не оказывает влияние на твердость наплавленного слоя, однако при этом повышает скорость его истирания на 29%, что, по-видимому, связано с изменением химического состава.

Таблица 5 - Испытания на износ

№ образца	Скорость истирания, (г/об)	Твердость, HRC
789	0,00079	26
22	0,00036	35
721	0,00012	42
722	0,00017	42



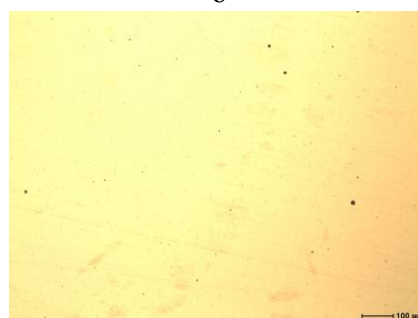
а



б



в



г

а – образец №1, б – образец №2, в – образец №3, г – образец №4

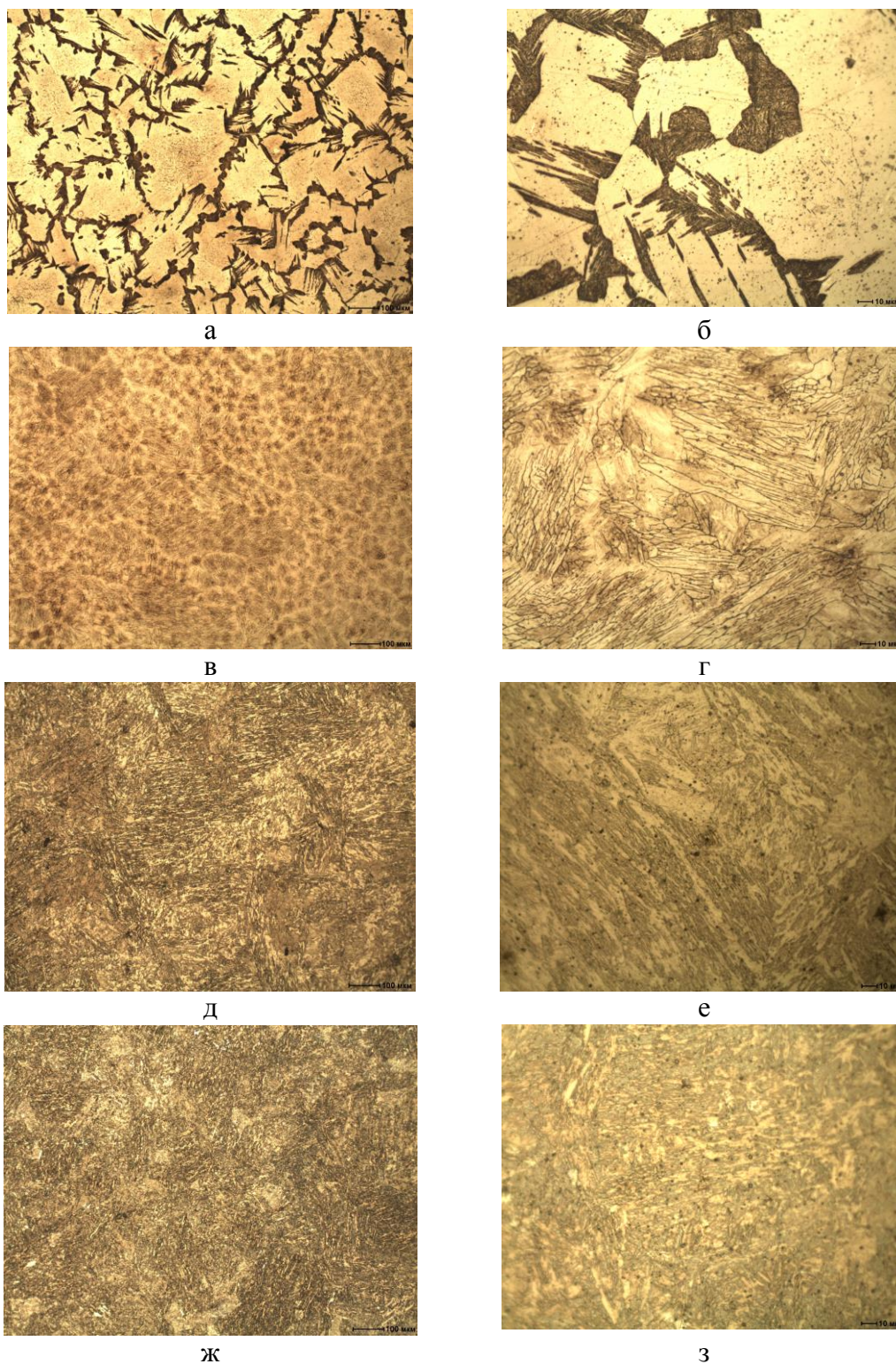
Рисунок 1 – Характер неметаллических включений в наплавленном слое

Выводы

1. Показана принципиальная возможность использования оксида вольфрама взамен восстановленного металлического порошка вольфрама в порошковых проволоках типа Е и Н.

2. Проведена оценка степени загрязненности наплавленного слоя неметаллическими включениями. Установлено, что использование вольфрамового концентрата взамен порошка

вольфрама в шихте проволоки не повышает загрязненность наплавленного металла оксидами точечными и силикатами недеформирующимися.



а,б – образец №1, в,г – образец №2, д,е – образец №3, ж,з – образец №4
Рисунок 2 – Микроструктура наплавленного слоя (а, в, д, ж, $\times 100$), (б, г, е, з, $\times 500$)

3. Исследовано влияние порошка вольфрама и вольфрамового концентрата в составе шихты проволоки на структуру и микротвердость структурных составляющих наплавленного слоя. Показано, что использование вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама обеспечивает значительное уменьшение величины бывшего зерна аустенита в структуре наплавленного слоя вольфрамосодержащей проволокой типа Н. Введение вольфрамового

концентрата в шихту порошковой проволоки типа Е способствует незначительному измельчению игл мартенсита, уменьшению величины первичного зерна аустенита и повышению микротвердости мартенсита в структуре наплавленного слоя.

4. Проведены испытания на износ наплавленного слоя. Показано, что введение вольфрамового концентрата взамен порошка вольфрама в состав шихты проволоки класса Н способствует значительному повышению твердости наплавленного слоя и уменьшению скорости его истирания.

Библиографический список

1. Azzoni M. Directions and developments in the types of hard phases to be applied in abrasive deposits against abrasion. \ Weld International. 2009. – Vol.23. – P. 706–716.
2. Klimpel A. Abrasion resistance of GMA metal cored wires surfaced deposits. / Klimpel A, Dobrzanski LA, Janicki D, Lisiecki A. // Materials Processing Technology. 2005. – Vol.164 – 165. – P. 1056–1061.
3. Wang Q, Li X. Effects of Nb, V, and W on microstructure and abrasion resistance of Fe–Cr–C hardfacing alloys. / Welding. 2010. - Vol 89. – P. 133–139.
4. Metlitskii V.A. Flux-cored wires for arc welding and surfacing of cast iron / Welding International. 2008. – Vol 22. – P. 796-800.
5. R. Li. Wear and high temperature oxidation behavior of wire arc sprayed iron based coatings / R. Li, D. Y. He, Z. Zhou, Z. J. Wang & X. Y. Song. // Surface Engineering. 2014. – Vol 30. – P. 784-790.
6. H. R. Ma. Fe-based amorphous coating with high corrosion and wear resistance / H. R. Ma, X. Y. Chen, J. W. Li, C. T. Chang, G. Wang, H. Li, X. M. Wang & R. W. Li // Surface Engineering. 2016. – Vol 46. – P. 1-7.
7. M.A. Filippov. Structure and wear resistance of deposited alloys based on metastable chromium–carbon austenite / M.A. Filippov, V.I. Shumyakov, S.A. Balin, A.S. Zhilin, V.V. Lechilo & G.A. Rimer. // Welding International. 2015. – Vol 29. – P. 819-822.
8. D.S. Liu, R.P. Liu & Y.H. Wei. Influence of tungsten on microstructure and wear resistance of iron base hardfacing alloy / Materials Science and Technology. 2013. – Vol 30. – P. 316-322.
9. Zhuk Yu. Super-Hard Wear-Resistant Coating Systems / Materials Technology. 1999. – Vol 14. – P. 126-129.
10. X.T. Deng. Epsilon carbide precipitation and wear behaviour of low alloy wear resistant steels / X.T. Deng, T.L. Fu, Z.D. Wang, R.D.K. Misra & G. D. Wang // Materials Science and Technology. 2016. – Vol 32. P. 320-327.
11. Самсонов Г.В., Винницкий И.М. Тугоплавкие соединения. – М.: Металлургия, 1976. – 560 с.
12. Пацекин В.П., Рахимов К.З. Производство порошковой проволоки. – М.: Металлургия, 1979. – 80 с.
13. Геллер Ю.А. Инструментальные стали-М.: Металлургия, 1975.-584с.
14. Технология электрической сварки металлов и сплавов плавлением / Под ред. Б.Е. Патона. – М.: Металлургия, 1974. – 768 с.
15. Технологические аспекты использования углеродфторсодержащей добавки при сварке под флюсом /Козырев Н. А., Крюков Н. Е., Крюков Р. Е., Игушев В. Ф., Ковальский И. Н.//Сварочное производство. – **2015**. – № 4. – С. 43-47.
16. Углеродсодержащие флюс-добавки для сварочных флюсов / Козырев Н. А., Крюков Р. Е., Крюков Н. Е., Ковальский И. Н., Бендре Ю.В.// Сварочное производство. – **2016**. – № 5. – С. 9-14.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ВОССТАНОВЛЕНИЯ WO_3 АЛЮМИНИЕМ ПРИ ДУГОВОЙ НАПЛАВКЕ

Крюков Р.Е., Бендре Ю.В., Горюшкин В.Ф., Козырев Н.А., Шурупов В.М.

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

Аннотация. Представляет интерес для практического применения с целью ресурсосбережения вольфрама технология дуговой наплавки порошковой проволокой, в которой в качестве наполнителей используются оксид вольфрама WO_3 и восстановитель - алюминий.

Проведенный термодинамический анализ показывает, что присутствие в порошковой проволоке, используемой для наплавки, наряду с оксидом вольфрама WO_3 в качестве восстановителя алюминия обязательно приведет к протеканию восстановительных реакций с образованием алюминидов вольфрама, а возможно, и самого вольфрама.

Ключевые слова: термодинамический анализ, энергия Гиббса реакции, порошковая проволока, оксид вольфрама, алюминий, дуговая наплавка, восстановление

THERMODYNAMIC ESTIMATION OF WO_3 RECOVERY BY ALUMINUM WITH ARC SURFACING

Kryukov, R.E., Bendre, Yu.V., Goryushkin, V.F., Kozyrev, N.A., Shurupov, V.M.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, rek_nzrmk@mail.ru*

Abstract. It is of interest for practical application for the purpose of resource-saving tungsten technology of arc surfacing using flux-cored wire, in which WO_3 tungsten oxide and aluminum are used as fillers.

The performed thermodynamic analysis shows that the presence in the cored wire used for surfacing, along with tungsten oxide WO_3 as a reducing agent for aluminum, will necessarily lead to the occurrence of reduction reactions with the formation of tungsten aluminides, and possibly tungsten itself.

Keywords: thermodynamic analysis, Gibbs energy of reaction, flux-cored wire, tungsten oxide, aluminum, arc surfacing, recovery.

В настоящее время разработке и исследованию новых материалов для восстановления деталей машин горно-металлургического комплекса методом наплавки порошковой проволокой уделяется большое внимание как в Российской Федерации, так и за рубежом. Широкое распространение для наплавки сталей, обладающих наивысшей износостойкостью, получили порошковые проволоки с вольфрамом, в которых в качестве наполнителей служат восстановленный вольфрам в виде ферросплавов, лигатур и металлического порошка различной степени чистоты. Однако, в связи с высокой стоимостью и дефицитностью вольфрама, рациональное его использование является одной из актуальных задач.

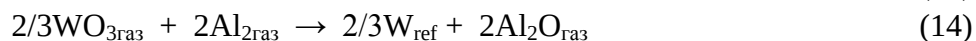
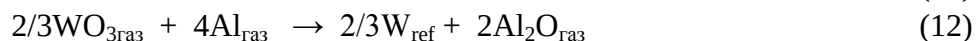
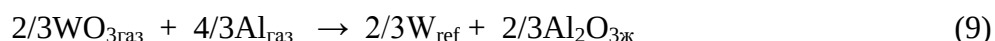
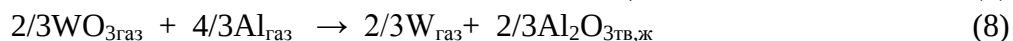
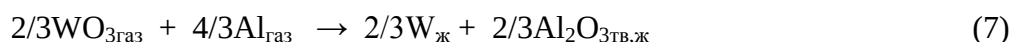
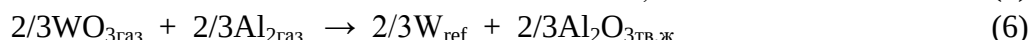
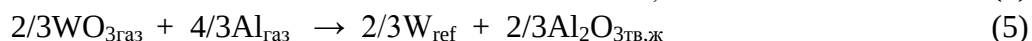
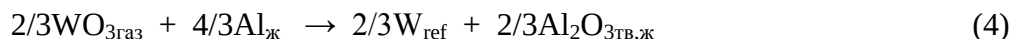
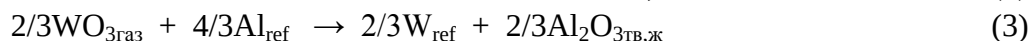
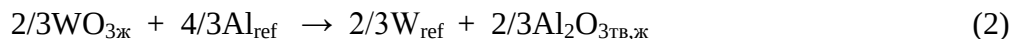
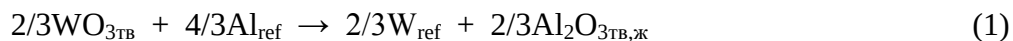
Для практического применения представляет интерес технология наплавки порошковой проволокой, в которой в качестве наполнителя используются, с одной стороны – оксид вольфрама, а с другой – восстановители. Можно ожидать, что при дуговом разряде в процессе наплавки могут образовываться вольфрам или химические соединения вольфрама с восстановителями.

Центральной проблемой применения наплавки является перенос материала электрода на рабочую поверхность изделия, в частности процессы образования и отрыва капли. Гидродинамическое поведение металла при наплавке является предметом как математического моделирования [1,2], так и экспериментальных измерений [3]. Из этих данных следует, что капля формируется до отрыва от электрода за отрезок времени ~ 120 мс и температура на её поверхности может достигать 2950 – 3000 К, что значительно больше, чем температура сварочной ванны (~ 2000 К), которая остаётся жидкой по времени < 10 с до затвердевания металла.

Вместе с тем, не менее важным и интересным является вопрос о принципиальной возможности и направлении изменения химического состава металла жидкого и затвердевшего шва по сравнению с химическим составом материала электрода, за столь малые промежутки времени за счёт протекания химических реакций. При этом необходимо учесть, что температура в створе дуги может достигать 10000 – 12000 К и некоторые компоненты электрода, испаряясь, находятся короткое время в приэлектродном пространстве и створе дуги при температурах > 3000 К, находясь в атомарном, молекулярном и в ионизированном состоянии (дуга может гореть устойчиво даже в вакууме). Для ответа, прежде всего, необходимо учесть термодинамический фактор, позволяющий оценить величину химического сродства между веществами, входящими в состав электродной проволоки и наиболее вероятные пути химических превращений. При этом в термодинамических расчётах необходимо учитывать все возможные состояния реагентов для которых имеются термодинамические свойства.

Ранее нами проведена термодинамическая оценка вероятности протекания реакций восстановления WO_3 углеродом (рассмотрено как прямое, так и косвенное восстановление) [4] и кремнием [5], настоящая работа посвящена процессам восстановления WO_3 алюминием при дуговом разряде при наплавке порошковой проволокой в аналогичных условиях. Алюминий можно вводить в шихту проволоки в виде порошка алюминия ПАП-1 по ГОСТ 5494-95.

В настоящей работе проведена термодинамическая оценка вероятности протекания следующих реакций:



Все реакции записывали на 1 моль кислорода. Термодинамические характеристики реакций (1) – (14) в стандартных условиях $[\Delta_r H^\circ(T), \Delta_r S^\circ(T), \Delta_r G^\circ(T)]$ рассчитывали известными методами [6] в интервале температур 1500 – 3500 К по термодинамическим свойствам $[H^\circ(T) - H^\circ(298,15K)], S^\circ(T), \Delta_f H^\circ(298,15K)]$ реагентов $WO_3, W, Al, Al_2, Al_2O_3, AlO, AlO_2, Al_2O, Al_2O_2$ [7].

В качестве стандартных состояний для веществ-реагентов в интервале 1500 – 3500 К были использованы: $W_{ref}, W_{ж}, W_{газ}; WO_{3ТВ}, WO_{3ж}, WO_{3газ}; Al_{ref}, Al_{ж}, Al_{газ}, Al_{2газ}; Al_2O_{3ТВ,ж};$

$\text{Al}_2\text{O}_{3\text{ж}}$; $\text{AlO}_{\text{газ}}$; $\text{AlO}_{2\text{газ}}$; $\text{Al}_2\text{O}_{\text{газ}}$; $\text{Al}_2\text{O}_{2\text{газ}}$.

Стандартные энергии Гиббса для рассматриваемых реакций (1) – (14) приведены в таблице 1 и на рисунке 1.

Таблица 1 - Стандартные энергии Гиббса реакций (1) – (13) в зависимости от температуры

Реакция	$\Delta_r G^\circ(T)$, кДж				
	1500K	2000K	2500K	3000K	3500K
(1)	-487,078	-456,225	-430,309	-387,470	-302,464
(2)	-493,666	-448,824	-407,374	-348,336	-246,881
(3)	-657,755	-568,479	-486,779	-390,802	-259,869
(4)	-657,754	-568,477	-486,779	-420,075	-355,999
(5)	-844,312	-681,373	-527,856	-390,799	-259,865
(6)	-825,367	-694,553	-573,261	-468,485	-369,833
(7)	-826,070	-667,470	-518,283	-385,565	-258,635
(8)	-418,443	-303,115	-197,119	-107,412	-23,499
(9)	-824,325	-671,840	-527,856	-354,049	-259,865
(10)	-232,624	-200,326	-169,505	-140,931	-114,476
(11)	-103,201	-66,548	-30,876	3,831	37,348
(12)	-929,118	-768,835	-609,478	-451,036	-293,753
(13)	58,443	385,762	717,334	1052,167	1389,315
(14)	-872,281	-808,377	-745,693	-684,094	-623,657

Условно, в соответствии с решаемыми задачами, все 14 реакций можно разделить на четыре группы. При проведении расчётов по реакциям (1) – (3) решается задача определения наиболее термодинамически реакционноспособного состояния для оксида вольфрама WO_3 . При этом во всех этих реакциях в качестве стандартных для алюминия и вольфрама в расчётах одинаково используются свойства в опорном состоянии (reference state), а в качестве продукта окисления алюминия берётся $\text{Al}_2\text{O}_{3\text{тв,ж}}$ с фазовым переходом при 2327K, стандартные же состояния для вещества WO_3 выбираются разными: $\text{WO}_{3\text{тв}}$ [реакция (1)], $\text{WO}_{3\text{ж}}$ [реакция (2)], $\text{WO}_{3\text{газ}}$ [реакция (3)]. Как следует из данных таблицы 1 наибольшей термодинамической вероятностью отличается реакция (3), в которой WO_3 вступает в химическое взаимодействие в виде газа. Испарение оксида вольфрама увеличивает вероятность протекания реакции на 26,7 % по сравнению с жидким состоянием при температуре 2000K. В дальнейшем, в реакциях (4) – (14) для оксида вольфрама использовали стандартное состояние $\text{WO}_{3\text{газ}}$, а в реакциях (4) – (6) находили состояние для алюминия, в котором он отличается наиболее высоким химическим сродством к $\text{WO}_{3\text{газ}}$. В опорном стандартном состоянии (reference state) алюминий плавится при температуре 933,45 K и кипит при 2790,812 K. Как следует из данных таблицы 1, из четырёх стандартных состояний Al_{ref} , $\text{Al}_{\text{ж}}$, $\text{Al}_{\text{газ}}$, $\text{Al}_{2\text{газ}}$ такими свойствами отличаются $\text{Al}_{\text{газ}}$ и $\text{Al}_{2\text{газ}}$: до 1800K сродство к $\text{WO}_{3\text{газ}}$ больше у $\text{Al}_{\text{газ}}$, при увеличении температуры - у димера $\text{Al}_{2\text{газ}}$.

В реакциях (7), (8) дополнительно к реакции (5) сосредоточили внимание на стандартном состоянии для вольфрама. По данным таблицы 1 наиболее термодинамически предпочтительным во всём интервале температуры оказывается опорное состояние (reference state). В таблице термодинамических свойств [7] в этом стандартном состоянии вольфрам до температуры 3680 K - твёрдый, а затем, после плавления, остаётся жидким вплоть до 6000K. Следовательно, в интервале 1500 – 3500 K наиболее термодинамически вероятным является образование твёрдого вольфрама.

В реакциях (9) – (13) дополнительно к реакции (5) определяли наиболее вероятный состав и агрегатное состояние образующегося в результате алуминотермии оксида алюминия из $\text{Al}_2\text{O}_{3\text{тв,ж}}$; $\text{Al}_2\text{O}_{3\text{ж}}$; $\text{AlO}_{\text{газ}}$; $\text{AlO}_{2\text{газ}}$; $\text{Al}_2\text{O}_{\text{газ}}$; $\text{Al}_2\text{O}_{2\text{газ}}$. Как следует из данных таблицы 1 на первом месте по термодинамической вероятности протекания находится реакция (12) с образованием $\text{Al}_2\text{O}_{\text{газ}}$, а затем реакции (5) и (6) с продуктом $\text{Al}_2\text{O}_{3\text{тв,ж}}$, причём

после 2800 К реакция (6) становится более вероятной, чем реакция (12).

Поскольку при 1800К димер $\text{Al}_{2\text{газ}}$ становится более термодинамически активным, чем мономер $\text{Al}_{\text{газ}}$, то рассчитали термодинамические свойства реакции (14), в которую ввели $\text{Al}_{2\text{газ}}$ как исходное вещество для образования оксида $\text{Al}_2\text{O}_{\text{газ}}$. Как следует из данных таблицы 1, действительно, после 1800 К стандартная энергия Гиббса реакции (14) оказывается более отрицательной, чем для реакции (12).

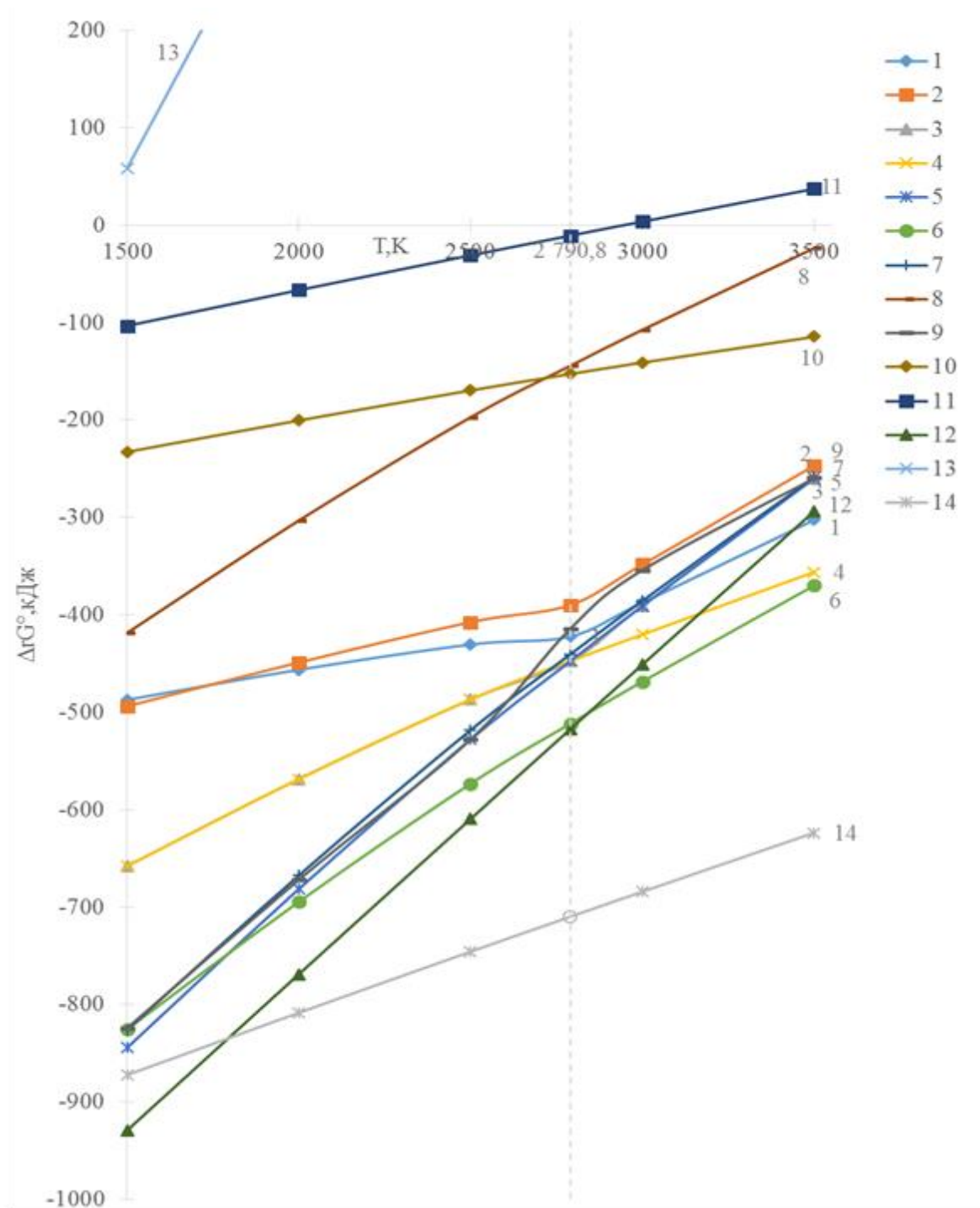


Рисунок 1 - Стандартные энергии Гиббса реакций (1) – (14) в зависимости от температуры

Таким образом, наиболее термодинамически вероятными в условиях дуговой наплавки проволокой, в состав которой наряду с оксидом вольфрама ввести алюминий, являются реакции (12) и (14). К ним примыкают реакции (6), (5) как конкурирующие. Поскольку в результате реакций (12) и (14) в качестве продукта окисления алюминия

образуется $\text{Al}_2\text{O}_{\text{газ}}$, то можно рассчитывать на отсутствие неметаллических включений $\text{Al}_2\text{O}_{3\text{ТВ}}$ в наплавленном металле.

Как следует из данных работ [4, 5] при восстановлении WO_3 углеродом и кремнием наиболее вероятны реакции с образованием промежуточных соединений между вольфрамом и восстановителем (карбидов, силицидов вольфрама), а не чистого вольфрама. Согласно диаграмме состояния системы $\text{Al} - \text{W}$ [8] имеется целый ряд промежуточных соединений между вольфрамом и алюминием: W_2Al , WAl_3 , WAl_4 , WAl_5 , WAl_7 , WAl_{12} , однако поиск термодинамических свойств для них показывает, что имеются данные только по характеру плавления (конгруэнтное или инконгруэнтное) и температуре превращения. Других термодинамических данных нет. Вместе с тем, основываясь на результатах расчётов [4, 5] можно прогнозировать, что по реакциям с такими же реагентами, как в (12) и (14) будут предпочтительнее образовываться алюминиды вольфрама с его наименьшим содержанием, а не сам вольфрам.

Выводы. Проведенный термодинамический анализ 14 реакций в стандартных состояниях показывает, что присутствие в порошковой проволоке, используемой для наплавки, наряду с оксидом вольфрама WO_3 в качестве восстановителя алюминия обязательно приведет к протеканию восстановительных реакций с образованием алюминидов вольфрама, а возможно, и самого вольфрама. Оксид вольфрама имеет наивысшую реакционную способность, находясь в состоянии $\text{WO}_{3\text{газ}}$. Сам алюминий обладает наивысшим химическим сродством к $\text{WO}_{3\text{газ}}$ в виде $\text{Al}_{2\text{газ}}$ и $\text{Al}_{\text{газ}}$. В качестве продукта окисления алюминия наиболее вероятно образование $\text{Al}_2\text{O}_{\text{газ}}$.

Библиографический список

1. Choi, J.H. Dynamic force balance model fore metal transfer analysis in arcwelding / J.H. Choi, J. Lee, C.D. Yoo // J. Phys. D: Appl. Phys. – 2001. – Vol. 34. – P. 2658 – 2664.
2. Lu, F. Analysis of energy flow in gas metal arc welding processes through self-consistent three-dimensional process simulation / F. Lu, H. P. Wang, A. B. Murphy, B. E. Carlson // International Journal of Heat and Mass Transfer. – 2014. – Vol. 68. – P. 215 – 223.
3. Tashiro, S. Visualization of fume formation process in arc welding with numerical simulation / S. Tashiro, T. Zeniya, A. B. Murphy, M. Tanaka // Surface & Coatings Technology. – 2013. – Vol. 228. – P. 301 – 305.
4. Козырев Н.А. Термодинамика реакций восстановления WO_3 углеродом / Н.А. Козырев, Ю.В. Бендре, В.Ф. Горюшкин, В.М. Шурупов, О.Е. Козырева // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2016. - № 2. – С. 15 – 17.
5. Бендре Ю.В. Некоторые термодинамические аспекты восстановления вольфрама из оксида WO_3 кремнием / Бендре Ю.В., Горюшкин В.Ф., Крюков Р.Е., Козырев Н.А., Шурупов В.М. // Известия высших учебных заведений. Чёрная металлургия. – 2017. – Т. 60, № 6. – С. 481 – 485.
6. Термодинамические свойства индивидуальных веществ. Справочник. Т. 1. Кн. 1 / Под ред. В.П. Глушко, Л.В. Гурвича и др. – М.: Наука, 1978. С.22.
7. NIST-JANAF Thermochemical Tables 1985. Version 1.0 [Электронный ресурс] : data compiled and evaluated by M.W. Chase, Jr., C.A. Davies, J.R. Dawney, Jr., D.J. Frurip, R.A. Mc Donald, and A.N. Syvernd. – Режим доступа : <http://kinetics.nist.gov/janaf>.
8. Hansen M., Anderko K. Constitution of binary alloys. 2nd ed. – McGraw Hill, New York. 1958. – 1287 p.

ИССЛЕДОВАНИЕ НОВОЙ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ, ИЗГОТОВЛЕННОЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЫЛИ ГАЗООЧИСТКИ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Козырев Н.А.¹, Крюков Р.Е.², Усольцев А.А.¹, Михно А.Р.¹, Башченко Л.П.¹

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru*

²*АО «Новокузнецкий завод резервуарных металлоконструкций»,
г. Новокузнецк, Россия*

Аннотация. Исследовано влияние химического состава порошковой проволоки на основе пыли газоочистки алюминиевого производства и пыли газоочистки производства силикомарганца на свойства наплавленных образцов. Рассчитан коэффициент усвоения марганца. Определен химический состав, износостойкость, количество неметаллических включений наплавленных образцов.

Ключевые слова: техногенные отходы, пыль газоочистки, порошковая проволока, наплавка, микроструктура, неметаллические включения, твердость, износ.

INVESTIGATION OF A NEW POWDER WIRE, MANUFACTURED WITH THE APPLICATION OF DUST GAS CLEANING ALUMINUM MANUFACTURE

Kozyrev N.A.¹, Kryukov R.E.², Usoltsev A.A.¹, Mikhno A.R.¹, Bashchenko L.P.¹

¹*Siberian state industrial university, Novokuznetsk, Russia, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru*

²*JSC "Novokuznetsk plant tank metal structures named after N. E. Kryukova",
Novokuznetsk, Russia*

Abstract. The influence of the chemical composition of the flux-cored wire based on gas cleaning dust of aluminum production and gas cleaning dust from the production of silicomanganese has been investigated. on the properties of the weld samples. The coefficient of mastering manganese is calculated. Determined the chemical composition, wear resistance, the number of non-metallic inclusion of weld samples

Keywords: industrial waste, gas cleaning dust, cored wire, welding, microstructure, non-metallic inclusions, hardness, wear.

Важную роль при восстановлении прокатных валков имеют наплавочные материалы. Используются различные наплавочные материалы, а также порошковые проволоки, способствующие большей износостойкости прокатных валков, которые работают при повышенных температурах.

Разработка порошковых проволок различного назначения уже давно ведется в РФ и за рубежом. Особую роль играют проволоки для износостойкой наплавки на основе марганца и марганецсодержащих компонентов [1 – 9].

В настоящем исследовании была рассмотрена возможность изготовления порошковых проволок на основе отходов металлургического производства: пыли газоочистки силикомарганца (в качестве восстанавливаемого компонента – оксида марганца) и пыли газоочистки алюминиевого производства (в качестве восстановителя).

Изготовление и исследование порошковой проволоки проводилось в условия НПЦ «Сварочные процессы и технологии» СибГИУ.

Для изготовления порошковых проволок были использованы следующие компоненты:

– пыль газоочистки алюминиевого производства: 21,00 – 46,23 % Al_2O_3 ; 0,7 – 2,3 % CaO ; 0,50 – 2,48 % Si_2O ; 12,5 – 30,2 % $C_{общ}$; 0,09 – 0,19 % S; 0,10 – 0,18 % P; 0,07 – 0,90 % MnO ; 0,06 –

0,90 % MgO; 2,10 – 3,27 % Fe₂O₃; 8 – 15 % Na₂O; 0,4 – 6,0 % K₂O; 18 – 27 % F (по массе);
 – пыль газоочистки силикомарганца: 2,43 % Al₂O₃; 6,4 % CaO; 29,19 % SiO₂; 0,23 % S;
 0,04 % P; 1,067 % Fe; 1,32 % Na₂O; 5,56 % K₂O; 27,69 % Mn; 7,54 % MgO; 2,687 % Zn;
 3,833 % Pb (по массе);
 – оболочка из ленты СтЗ.

Компонентные составы исследуемых порошковых проволок и полученные коэффициенты заполнения и усвоения марганца приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Состав и параметры порошковых проволок

№	Состав				Масса порошка, г	Масса оболочки, г	Общая масса, г	Коэффициент заполнения, %	Коэффициент усвоения марганца, %
	пыль газоочистки алюминиевого производства		пыль газоочистки силикомарганца						
	г	%	г	%					
1	11,25	10,11	100	89,89	1,426	18,333	19,759	7,217	73
2	22,5	18,37	100	81,63	1,293	16,523	17,816	7,258	82
3	33,75	25,23	100	74,77	1,240	17,735	18,975	6,535	88
4	45	31,04	100	68,96	1,009	18,501	19,510	5,172	126
5	67,5	40,3	100	59,70	1,106	17,983	19,089	5,794	124
6	100	50	100	50	1,426	18,333	19,759	7,217	73

После изготовления порошковых проволок проводили наплавку образцов с помощью сварочного трактора ASAW – 1250 на наплавочные пластины из листовой стали 09Г2С с использованием сварочного флюса, изготовленным из шлака силикомарганца производства Западно-Сибирского металлургического комбината следующего химического состава: 0,15 – 0,17 % S; 0,01 P %; 0,28 – 0,76 % F; 0,27 – 0,81 % FeO; 22,85 – 31,70 % CaO; 46,46 – 48,16 % SiO₂; 8,01 – 8,43 % MnO; 6,48 – 7,92 % MgO; 6,91 – 9,62 % Al₂O₃; 0,26 – 0,36 % Na₂O; до 0,62 % K₂O (по массе).

Проведены рентгеноспектральный и металлографический анализы наплавленных образцов, а также механические испытания образцов.

Химические составы наплавленных образцов и шлаковых корок приведены в таблицах 2 и 3.

Таблица 2 – Химический состав наплавленных образцов

Маркировка	Массовая доля элементов, %											
	C	S	P	Mn	Cr	Ni	Si	Cu	V	Mo	Al	Nb
1	0,08	0,079	0,017	1,31	0,03	0,08	0,38	0,11	0,003	0,02	0,001	0,006
2	0,08	0,074	0,014	1,35	0,05	0,06	0,57	0,19	0,004	отс.	0,052	0,012
3	0,08	0,063	0,015	1,19	0,04	0,07	0,40	0,010	отс.	отс.	0,011	0,009
4	0,09	0,076	0,017	1,25	0,03	0,08	0,49	0,09	0,003	0,01	0,011	0,006
5	0,16	0,073	0,016	1,19	0,02	0,07	0,46	0,07	0,003	0,01	0,011	0,006
6	0,22	0,083	0,014	1,19	0,03	0,07	0,50	0,07	0,003	0,01	0,006	0,006

Таблица 3 – Химический состав шлаковых корок

Маркировка	Массовая доля элементов, %												
	FeO	MnO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	S	P	ZnO	Cr ₂ O ₂	F
1	1,80	8,37	29,95	43,65	7,27	5,30	0,39	0,16	0,17	0,010	0,040	0,048	0,63
2	2,25	8,16	30,05	44,45	7,70	5,47	0,39	0,13	0,14	0,012	0,038	0,059	0,62
3	1,77	8,13	30,17	43,84	7,51	5,17	0,37	0,07	0,17	0,011	0,014	0,050	0,62
4	2,75	7,52	31,62	43,12	7,56	5,33	0,30	0,09	0,15	0,011	0,012	0,053	0,47
5	2,11	7,93	30,57	42,95	8,41	5,58	0,46	0,08	0,18	0,011	0,016	0,043	0,77
6	2,11	7,75	30,30	42,47	8,47	5,42	0,46	0,05	0,17	0,011	0,011	0,036	0,83

Зависимости усвоения марганца от концентрации пыли газоочистки алюминиевого производства и от коэффициента заполнения порошковой проволоки показаны на рисунках 1 и 2.

На рисунке 3 представлена зависимость усвоения марганца от концентрации углерода в наплавленном металле.

Наплавленные образцы были исследованы на износостойкость с помощью машины 2070 СМТ–1. Испытания проводились при режиме: нагрузка 30 мА (78,4 Н), частота 20 об/мин. Нагружение образцов осуществляли с помощью пружинного механизма, частоту вращения измеряли с помощью тахогенератора на валу двигателя, для измерения числа оборотов был установлен бесконтактный датчик. В процессе испытания образец взаимодействовал с колодкой, изготовленной из стали типа Р18.

Результаты исследований на износостойкость приведены в таблице 4.

Износостойкость наплавленных образцов показана на рисунке 4.

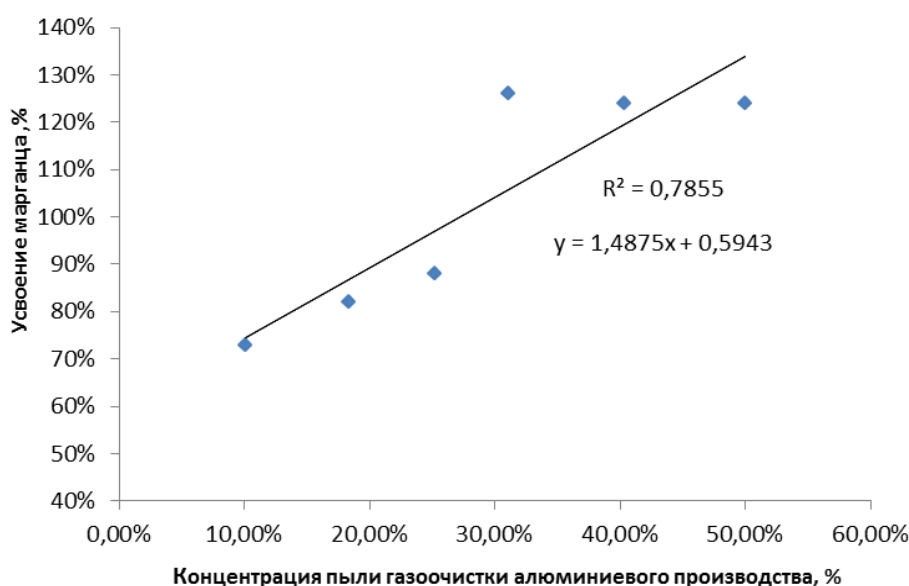


Рисунок 1 – Зависимость усвоения марганца от концентрации пыли газоочистки алюминиевого производства

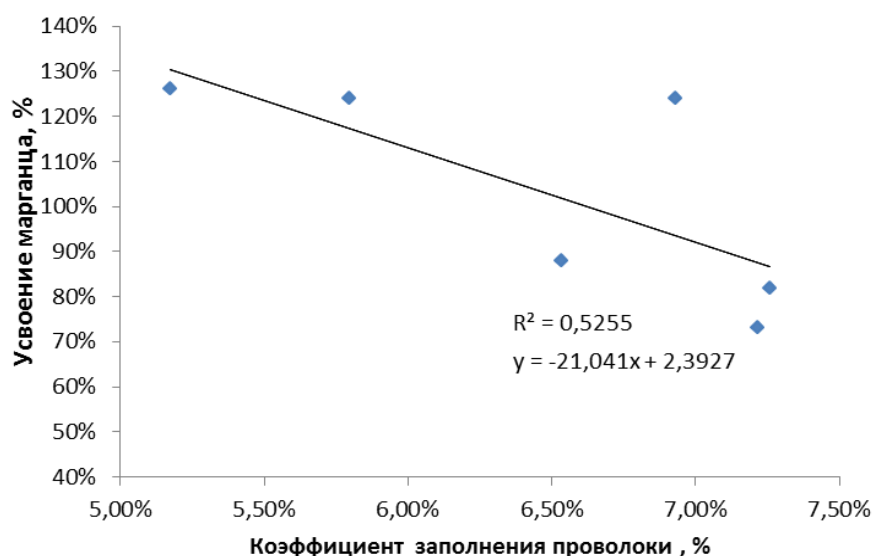


Рисунок 2 – Зависимость усвоения марганца от коэффициента заполнения порошковой проволоки

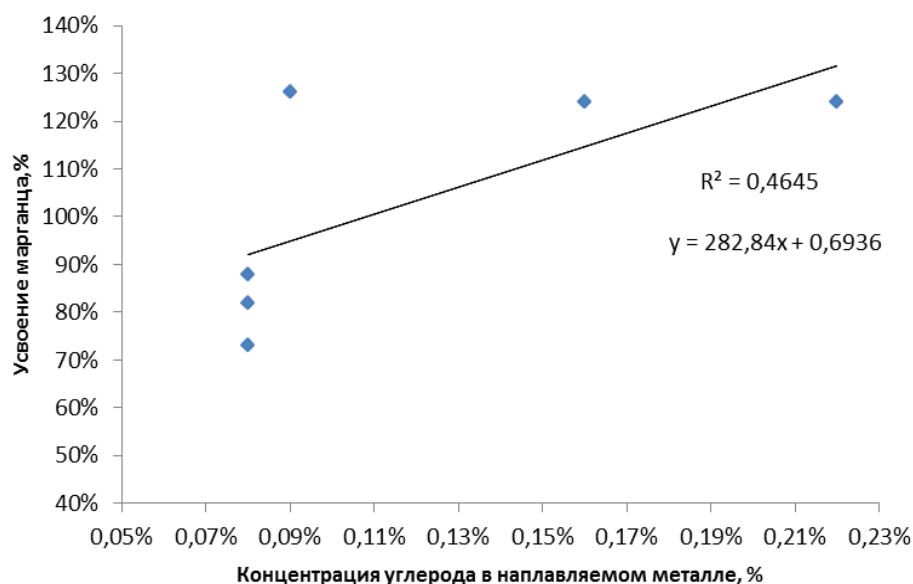


Рисунок 3 – Зависимость усвоения марганца от концентрации углерода в наплавленном металле

Таблица 4 – Твердость и износ образцов

№	Начальный вес, г	Вес после истирания, г	Количество оборотов	Потеря массы образца, г	Износ, г/об.
1	82,587	82,139	3070	0,448	0,000146
2	92,395	91,960	3300	0,435	0,000132
3	89,288	88,780	4990	0,508	0,000102
4	84,935	84,495	3500	0,44	0,000126
5	113,299	112,974	3410	0,325	0,000095
6	115,758	115,338	3300	0,42	0,000127

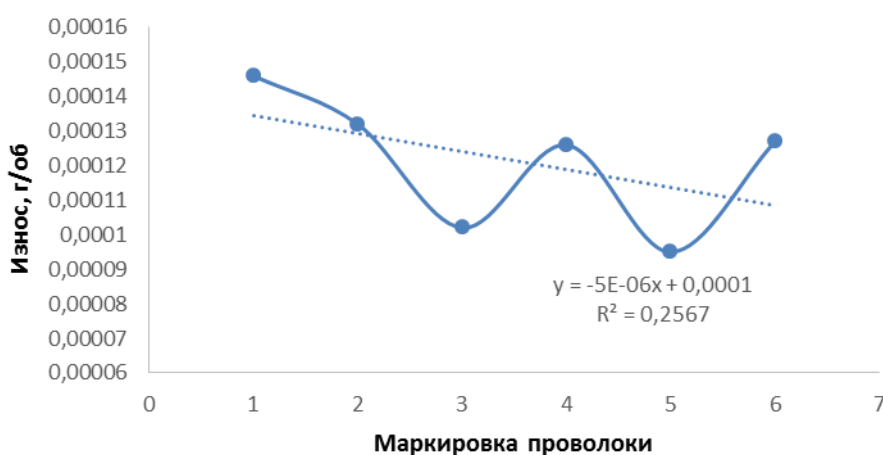


Рисунок 4 – Износостойкость наплавленных образцов

В ЦКП «Материаловедение» СибГИУ проведены металлографические исследования с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 (при увеличении 100) на микрошлифах без травления. Оценка неметаллических включений проведена согласно ГОСТ 1778 – 70.

Результаты исследований неметаллических включений и их вид представлены на рисунке 5 и в таблице 5.

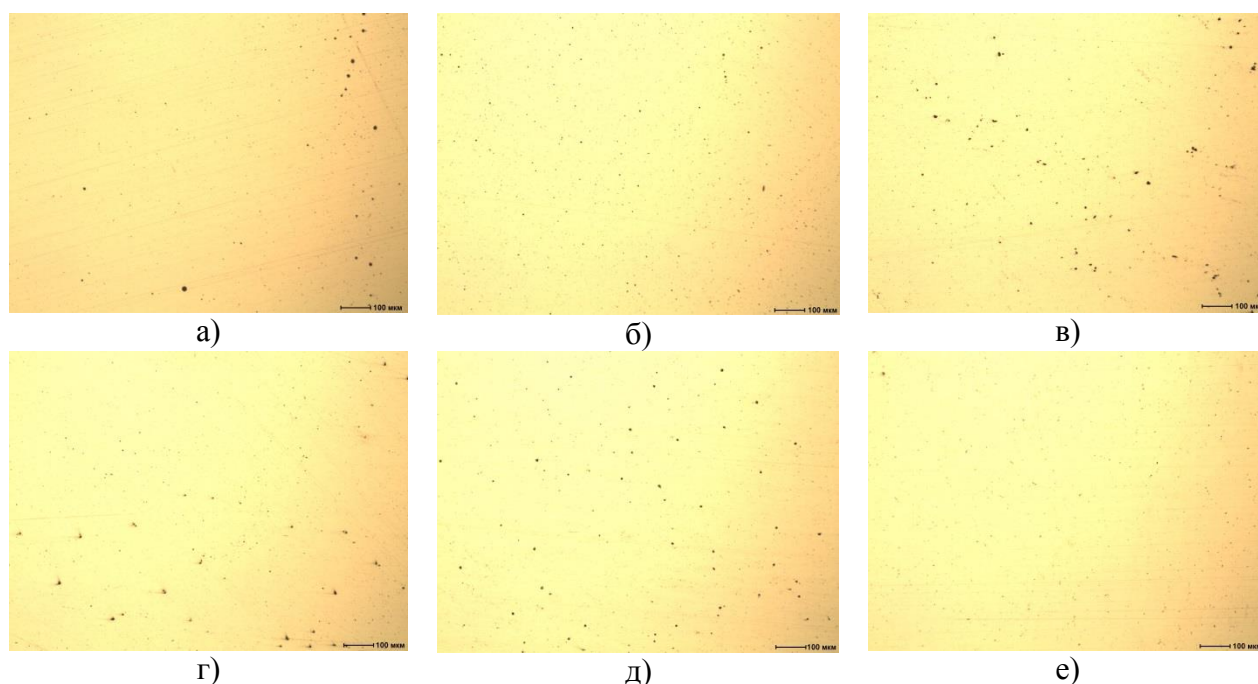


Рисунок 5 – Неметаллические включения в зоне наплавленных образцов 1 – 5
(а – е соответственно)

Таблица 5 – Характеристика неметаллических включений в зоне сварных швов

Образец	Неметаллические включения, балл	
	силикаты недеформирующиеся	оксиды точечные
1	1б, 2б	1а, 2а, 3а
2	1б	1а, 2а, 3а
3	2б, редко 4б	1а, 2а
4	2б, 1б	1а
5	2б, 1б	1а
6	1б, редко 4б	1а

Выводы.

Проведенные исследования показали, что коэффициент усвоения марганца (отношение концентрации марганца, полученного в наплавленном металле, к общему количеству введенного марганца) связан с процессом восстановления оксида марганца из марганецсодержащего флюса: зависит от содержащегося в порошковых проволоках углерода. При значительном избытке углерода в порошковых проволоках происходит восстановление марганца и из марганецсодержащего флюса. При этом усвоение марганца составляет 100 %. Усвоение марганца зависит от коэффициента заполнения порошковой проволоки, а также от концентрации углеродсодержащего материала (пыли газоочистки алюминиевого производства) и, соответственно, концентрации углерода в наплавленном металле.

Библиографический список

1. Гусев, А. И. Наплавка порошковыми проволоками С–Si–Mn–Mo–V–B и С–Si–Mn–Cr–Mo–V деталей горнорудного оборудования / А. И. Гусев, Н. В. Кибко, М. В. Попова, Н. А. Козырев, И. В. Осетковский // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2017. – Т. 60. – № 4. – С. 318-323.
2. Гусев, А. И. Изучение структуры и свойств металла, наплавленного порошковой проволокой системы Fe–C–Si–Mn–Cr–Mo–Ni–V–Co / А. И. Гусев, Н. А. Козырев, Н. В. Кибко, М. В. Попова, Р. Е. Крюков // Актуальные проблемы в машиностроении. – 2017. – Т. 4. – № 2. – С. 113-119.
3. Liu, D. S. Influence of tungsten on microstructure and wear resistance of iron base hard-

facing alloy / D. S. Liu, R. P. Liu, Y. H. Wei // Materials Science and Technology. – [2013. – Vol. 30. – P. 316-322.

4. Пат. 2641590 МПК⁸ В23 К35/36 В 23 К35/36 Порошковая проволока / Козырев Н.А., Гусев А.И., Галевский Г.В., Крюков Р.Е., Осетковский И.В., Усольцев А.А., Козырева О.А.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет». – № 2016125085/02(039292); Заявл. 22.06.2016.

5. Козырев, Н. А. Технологические аспекты использования углеродфторсодержащей добавки при сварке под флюсом / Н. А. Козырев, Н. Е. Крюков, Р. . Крюков, В. Ф. Игушев, И. Н Ковальский //Сварочное производство. – 2015. – № 4. – С. 43-47.

6. Федотов, Е. Е. Совершенствование состава порошковых проволок системы С–Si–Mn–Cr–W–V с целью повышения качества и эксплуатационных характеристик наплавленного слоя / Е. Е. Федотов, А. С. Непомнящих, Д. Е. Белов; науч. рук. Н.А. Козырев // В сборнике: Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, 16-18 мая 2017 г. Вып. 21. Ч. 2: Естественные и технические науки. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. С. 248-250. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

7. Непомнящих, А. С. Разработка порошковой проволоки с использованием пыли газоочистки силикомарганца / А. С. Непомнящих, А. Д. Свистунов, Д. Е. Белов, Д. Е. Симонов; науч. рук. Н. А. Козырев // В сборнике: Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, 13-15 июня 2018 г. Вып. 22. Ч. 2: Естественные и технические науки. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2018. С. 210-213. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

8. Крюков, Р. Е. Окислительно-восстановительные процессы при сварке под углеродсодержащим флюсом / Р. Е. Крюков, Ю. В. Бендре, Н. А. Козырев, И. В. Осетковский, В. Ф. Горюшкин // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2014. – Т. 57. – № 10. – С. 25-28. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

9. Гусев, А. И. Разработка новых порошковых проволок для наплавки. Порошковая проволока для наплавки деталей, работающих в условиях ударно-абразивного износа / А. И. Гусев, Р. Е. Крюков, Н. А. Козырев // Металлургия XXI столетия глазами молодых: материалы IV Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов: сборник докладов, 23-24 мая 2018 г. – Донецк, 2018. – С. 296-299. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

10. Козырев, Н. А. Разработка новой износостойкой порошковой проволоки для наплавки брони ковшей горнодобывающего оборудования / Н. А. Козырев, Р. Е. Крюков, А. А. Усольцев, Н. В. Кибко, А. С. Непомнящих // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов : научный журнал. – 2018. – № 4. – С. 288-292. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

УДК 621.762.04: [624.567.1:669]

ИССЛЕДОВАНИЕ НОВОЙ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ, ИЗГОТОВЛЕННОЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЫЛИ ГАЗООЧИСТКИ ФЕРРОХРОМА

Козырев Н.А., Усольцев А.А., Крюков Р.Е., Прудников А.Н., Михно А.Р.

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

***Аннотация.** Исследовано влияние пыли газоочистки феррохрома в качестве восстановителя восстанавливаемого материала в порошковой проволоке. Определен химический состав, износостойкость, количество неметаллических включений, структура наплавленных образцов. Рассчитаны коэффициенты усвоения хрома при различных соотношениях компонентов.*

Ключевые слова: техногенные отходы, порошковая проволока, пыль газоочистки, наплавка, неметаллические включения, микроструктура, твердость, износ.

STUDY OF A NEW POWDER WIRE, MANUFACTURED WITH THE APPLICATION OF FERROCHROME GAS CLEANING DUST MANUFACTURE

Kozyrev N.A., Usoltsev A.A., Kryukov R.E., Prudnikov A.N., Mikhno A.R.

Abstract. The effect of gas cleaning dust of ferrochrome as a reductant of the recoverable material in the cored wire was investigated. The chemical composition, wear resistance, the number of non-metallic inclusions, the structure of the deposited samples were determined. The absorption coefficients of chromium are calculated for various ratios of components.

Keywords: man-made waste, cored wire, dust gas cleaning, surfacing, non-metallic inclusions, microstructure, hardness, wear.

В последнее время большая работа по разработке новых порошковых проволок и технологий наплавки проводится в условиях ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», причем ряд технологий защищены патентами РФ [1-10]. Особая роль при этом уделяется использованию металлургических отходов, которые позволяют при наплавке легировать и восстанавливать металл из оксидной фазы.

В данных исследованиях были изучены новые составы порошковых проволок изготовленных с применением порошков кремния, алюминия, пыли газоочистки алюминиевого производства и пыли газоочистки феррохрома.

Изготовление и исследование порошковой проволоки проводилось в условия НПЦ «Сварочные процессы технологии» СибГИУ.

Изготовление проволоки проводили на лабораторной установке по изготовлению порошковых проволок по технологии с пропусканием через фильеры. Диаметр изготовленной проволоки 5 мм.

Для изготовления порошковых проволок были использованы следующие компоненты:

- пыль газоочистки алюминиевого производства, мас. %: $Al_2O_3 = 21-46,23$; $CaO = 0,7-2,3$; $Si_2O = 0,5-2,48$; $C_{общ} = 12,5-30,2$; $S = 0,09-0,19$; $P = 0,1-0,18$; $MnO = 0,07-0,9$; $MgO = 0,06-0,9$; $Fe_2O_3 = 2,1-3,27$; $Na_2O = 8-15$; $K_2O = 0,4-6$; $F = 18-27$;

- пыль газоочистки феррохрома, мас. %: $Cr_2O_3 = 22,5$; $FeO_2 = 6,0$; $SiO_2 = 15,5$; $Al_2O_3 = 5,4$; $CaO = 0,4$; $MgO = 31,1$; $C = 6,2$; $S = 1,2$,

В качестве восстановителя использовали:

- порошок кремния КР-1 по ГОСТ 2169-69, мас. %: $Si = 98,00$; $Fe = 0,7$; $Al = 0,7$, $Ca = 0,6\%$;

- порошок алюминия ПАП-1 по ГОСТ 5494-9, мас. % $Fe = 0,5$; $Si = 0,4$; $Cu = 0,05$; $Mn = 0,01$;

- Оболочка из ленты Ст3.

Компонентные составы исследуемых порошковых проволок и полученные коэффициенты заполнения и усвоения марганца приведены в таблице 1.

После изготовления порошковых проволок проводилась наплавка образцов с помощью сварочного трактора ASAW – 1250 на наплавочные пластины из листовой стали 09Г2С с использованием сварочного флюса изготовленным из шлака силикомарганца производства Западно - Сибирского металлургического завода с химическим составом мас. %: $S 0,15-0,17$ %, $P 0,01$ %, $F 0,28-0,76\%$, $FeO 0,27-0,81$ %, $CaO 22,85-31,70$ %, $SiO_2 46,46-48,16$ %, $MnO 8,01-8,43\%$, $MgO 6,48-7,92$ %, $Al_2O_3 6,91-9,62\%$, $Na_2O 0,26-0,36\%$ K_2O до $0,62$ %.

Далее был проведен рентгеноспектральный, и металлографический анализ наплавленных образцов, а также проведены механические испытания образцов.

Таблица 1 – Компонентный состав и коэффициент заполнения порошковых проволок

№	Восстановитель	Концентрация пыли газоочистки феррохрома, %	Концентрация вос- становителя, %	Коэффициент заполнения, %	Усвоение хрома, %
0	порошок крем- ния КР-1	88,88	11,12	10	91,0
1		84,25	15,75	28	51,3
2		80	20	14	71,3
3		72,73	27,27	27	65,0
4	порошок алюминия ПАП-1	92,42	7,78	17	28,3
5		89,13	10,87	13	98,3
6		85,91	14,09	15	40,1
7		72,73	27,27	14	98,3
8	пыль газоочистки производства алю- миния (углерод)	79,18	20,82	24	85,2
9		71,73	28,27	29	99,3
10		65,53	34,47	23	93,9
11		55,9	44,1	9	38,9

Химические составы наплавленных образцов, шлаковых корок приведены в таблицах 2 и 3.

Таблица 2 – Химический состав наплавленных образцов

№ образца	C	P	S	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Mo	V	Al	Co	Nb
0	0,12	0,018	0,11	0,9	1,28	0,71	0,07	0,1	0,01	0,01	0,002	0,02	0,002
1	0,1	0,02	0,09	1,04	1,31	0,53	0,07	0,07	0,01	0,02	0,006	0,02	0,001
2	0,1	0,017	0,10	1,15	1,25	0,6	0,06	0,06	0,01	0,01	0,01	0,02	0,001
3	0,09	0,019	0,08	1,34	1,11	0,53	0,07	0,07	0,01	0,02	0,01	0,02	0,002
4	0,08	0,014	0,08	0,76	1,79	0,43	0,08	0,05	0,01	0,004	0,01	0,02	0,002
5	0,12	0,014	0,10	0,67	1,42	0,49	0,07	0,05	0,01	0,004	0,02	0,02	0,001
6	0,1	0,013	0,08	0,61	1,14	0,4	0,07	0,05	0,01	0,004	0,03	0,02	0,01
7	0,12	0,018	0,07	0,83	1,66	0,43	0,07	0,07	0,01	0,02	0,07	0,02	0,001
8	0,12	0,012	0,05	0,43	1,1	0,43	0,064	0,057	0,006	0,006	0,006	0,015	0,009
9	0,17	0,012	0,09	0,57	1,35	0,48	0,07	0,05	0,01	0,004	0,004	0,02	0,003
10	0,2	0,014	0,09	0,5	1	0,42	0,07	0,05	0,01	0,004	0,01	0,02	0,004
11	0,26	0,016	0,10	0,6	1,17	0,37	0,07	0,06	0,01	0,01	0,01	0,02	0,003

Таблица 4 – Химический состав шлаковых корок

№	FeO	MnO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	Cr ₂ O ₃	S	P	F
0	1,83	6,82	46,21	27,31	9,42	5,19	0,58	0,41	0,77	0,27	0,011	0,43
1	1,58	6,58	44,73	26,96	9,83	5,8	0,57	0,39	0,8	0,27	0,011	0,39
2	1,52	6,58	44,31	26,75	9,99	5,15	0,55	0,38	0,72	0,26	0,011	0,4
3	1,25	6,63	45,1	25,97	10,52	4,89	0,55	0,39	0,56	0,28	0,011	0,42
4	1,94	6,71	45,68	25,69	8,47	6,07	0,62	0,4	1,06	0,28	0,011	0,44
5	2,12	6,59	45,69	25,45	8,28	6	0,6	0,4	1,16	0,27	0,011	0,39
6	1,93	6,65	46,27	26,14	8,51	5,48	0,6	0,43	0,99	0,28	0,011	0,5
7	1,91	6,45	47,37	26,46	8,65	6,21	0,63	0,43	1,07	0,29	0,012	0,48
8	2,05	6,99	44,02	28,71	6,97	9,01	0,39	Отс,	0,72	0,16	0,01	0,54
9	2,41	6,79	45,61	27,05	9,07	5,34	0,65	0,41	0,74	0,27	0,011	0,63
10	2,28	6,67	44,29	26,7	9,16	5,01	0,66	0,37	0,67	0,27	0,011	0,82
11	2,12	6,74	45,9	27,17	9,74	4,39	0,67	0,39	0,49	0,28	0,011	0,82

Так же наплавленные образцы были исследованы на износостойкость с помощью машины 2070 СМТ–1. Испытания проводились при режиме: нагрузка 30 мА (78,4Н), частота 20 об/мин., нагружение образцов производилось с помощью пружинного механизма, частота вращения измерялась с помощью тахогенератора на валу двигателя, а число оборотов с помощью бесконтактного датчика. В процессе испытания образец взаимодействовал с колодкой, изготовленной из стали типа Р18

Результаты исследования на износостойкость приведены в таблице 5.

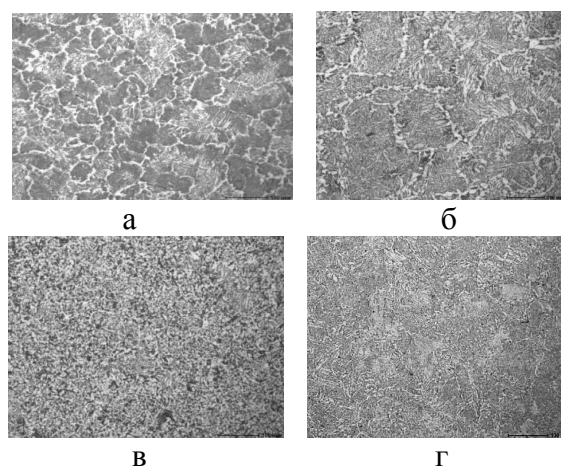
Таблица 5 – Твердость и износ образцов

№	НВ	масса до истира- ния, г	масса после ис- тирания, г	потеря мас- сы, г	Количество оборотов	Износ, г/об
0	171,67	73,27	72,88	0,39	3730	0,000105
1	140,67	39,23	38,92	0,31	3530	0,000088
2	164,78	81,98	81,7	0,28	3814	0,000073
3	152,36	56,25	55,75	0,5	3370	0,000148
4	133,22	98,25	97,77	0,48	3805	0,000126
5	147,78	102,05	101,65	0,4	3800	0,000105
6	132,11	86,33	85,81	0,52	3530	0,000147
7	164,89	56,1	55,48	0,62	3800	0,000163
8	175,11	78,8	78,48	0,32	3574	0,000090
9	158,89	92	91,58	0,42	3300	0,000127
10	169,11	106,08	105,6	0,48	3240	0,000148
11	167,11	53,54	53,18	0,36	3580	0,000101

Металлографические исследования проводились в ЦКП «Материаловедение» СибГИУ с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 на микрошлифах после травления поверхности образцов в 2 %-ном растворе азотной кислоты.

На рисунке 1 приведено влияние содержания углерода в составе порошковой проволоки на микроструктуру наплавленного металла (образцы 8-11). Установлено, что с увеличением в порошковой проволоке концентрации углеродсодержащего вещества (пыль газоочистки производства алюминия) в пересчете на общий углерод, содержание углерода в наплавленном слое возрастает от 0,12 до 0,26 %. При этом количество хрома изменяется в наплавленном слое от 0,37 до 0,48 %. Изменение структуры наплавленного слоя соотносится с увеличением в нем содержания углерода. Прежде всего, уменьшается объемная доля свободного феррита, расположенного по границам первичных зерен аустенита. При максимальном содержании углерода в структуре свободный феррит практически отсутствует, и структура слоя представляет собой мелкоигльчатый мартенсит (размер 8-15 мкм) с участками игльчатого троостита. Структура слоя, наплавленного опытной порошковой проволокой с концентрацией углерода 44,1 %, обеспечивает максимальную твердость металла 174 НВ (таблица 5) по сравнению с другими слоями, полученными проволоками с меньшим содержанием углерода.

Микроструктура наплавленных слоев в зависимости от содержания других используемых восстановителей (кремний – образцы 0-3, алюминий – образцы 4-7), применяемых в порошковых проволоках, приведена на рисунках 2 и 3.



а- образец 8, б- образец 9, в- образец 10, г- образец 11

Рисунок 1 – Микроструктура наплавленного металла в зависимости от содержания восстановителя (углерода) в порошковой проволоке, $\times 200$

Использование в качестве восстановителя порошка кремния в наплавочной проволоке практически не изменяет микроструктуру наплавленного металла с повышением его концен-

трации от 11,12 до 27,27 %. В этом случае микроструктура наплавленного слоя характеризуется грубоигольчатым мартенситом, находящимся внутри бывших зерен аустенита, и грубыми выделениями феррита по границам этих зерен (рисунок 3). Кроме того, при использовании порошка кремния для проведения восстановительных процессов хрома из его оксидов в структуре наплавки наблюдается большее количество неметаллических включений, представляющих собой силикаты и точечные оксиды, чем при наплавке с другими восстановителями.

При повышении концентрации восстановительного порошка алюминия от 7,78 до 27,27 % в проволоке микроструктура в наплавленном слое изменяется в сторону измельчения структурных составляющих: мартенсита, феррита. Так, для максимального содержания алюминия в порошковой проволоке (27,27 %) отмечается наличие в структуре наплавленного металла мелкоигльчатого мартенсита с размером игл до 10 мкм и тонких прослоек феррита (4-7 мкм) по границам бывших зерен аустенита.

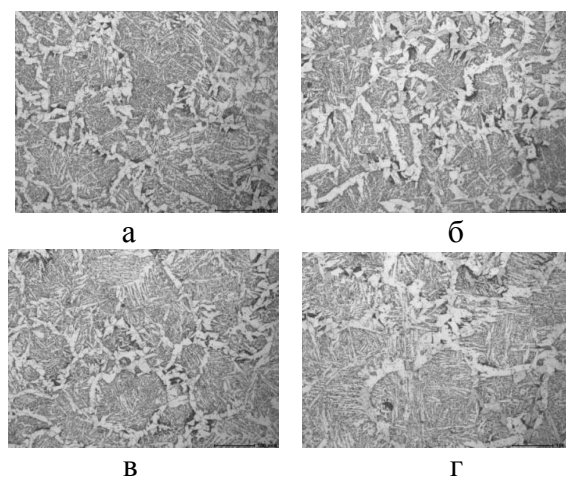
При рассмотрении наплавленного слоя металла с использованием различного вида восстановителей – углерода, кремния (порошок Кр-1) и алюминия (порошок ПАП-1), при их содержании в шихте 27-28 % (образцы 3, 7, 9).

Можно констатировать, что для всех трех наплавленных образцов, изготовленных с использованием опытных порошковых проволок с различными восстановителями, характерна мартенситно - трооститная структура с выделением свободного феррита по границам первичных зерен аустенита. Наиболее неоднородная структура наплавленного металла с большим размером кристаллов игольчатого мартенсита соответствует наплавке с использованием в качестве восстановителя порошкообразного кремния. Максимальный размер мартенситных игл может достигать 25 мкм, а прослойки феррита, имеющие морфологию видманштетта, – 25-30 мкм.

Использование в процессах наплавки в качестве восстановителя углерода приводит, наряду с увеличением содержания хрома в наплавленном металле к повышению содержания углерода, чем объясняется снижение в структуре объемной доли феррита. Кроме того, значительно уменьшается размер мартенситных игл до величины 8-15 мкм и первичный размер аустенитного зерна (образец 9).

Введение в состав опытных порошковых проволок алюминия способствует получению наиболее мелкозернистой структуры наплавленного слоя, в том числе мелкоигльчатого мартенсита (до 10 мкм), первичного зерна аустенита (20-60 мкм), прослоек феррита по границам аустенитного зерна (образец 7).

С учетом результатов металлографического анализа и определения твердости наплавленных слоев (таблица 5) с использованием опытных порошковых проволок предпочтительнее использовать при наплавке составы с порошковыми восстановителями – углерод и алюминий.



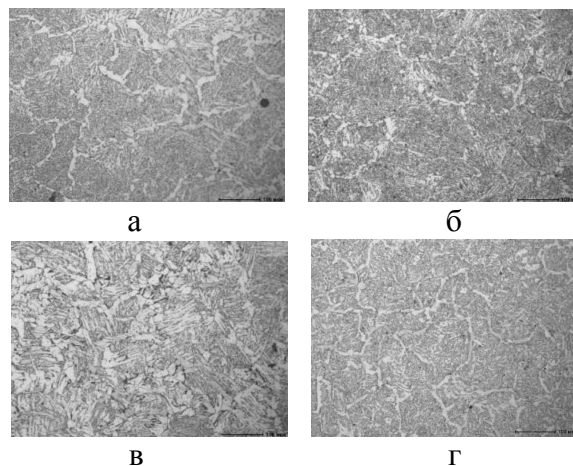
а - образец 0, б- образец 1, в- образец 2, г- образец 3

Рисунок 2 – Микроструктура наплавленного металла в зависимости от содержания восстановителя (кремния) в порошковой проволоке, $\times 200$

Таким образом, анализ микроструктуры наплавленных слоев позволяет рекомендо-

вать для получения износостойких покрытий на стальных изделиях опытные порошковые проволоки, в состав которых входят порошкообразный углеродный восстановитель или порошок алюминия в количестве не менее 27 %.

Оценка влияния химического состава порошковой проволоки с использованием пыли газоочистки производства феррохрома и пыли газоочистки алюминиевого производства на степень износа и твердость наплавленного слоя проводилась средствами корреляционного анализа. Для проведения анализа были определены факторы, которые оказывают воздействие на изучаемый показатель, и отобраны наиболее существенные из них.



а - образец 4, б- образец 5, в- образец 6, г- образец 7

Рисунок 3 – Микроструктура наплавленного металла в зависимости от содержания восстановителя (алюминий) в порошковой проволоке, $\times 200$

Выводы:

В ходе проведенных исследований были изучены химические составы наплавленных образцов их структуры и механические свойства.

Было выявлено что усвоение хрома в наплавленном слое полностью зависит от коэффициента заполнения порошковой проволоки. Причем при прочих равных условиях, твердость всегда коррелирует с износом, а с повышением концентрации хрома снижается износ поверхности.

Анализ микроструктуры наплавленных слоев позволяет рекомендовать для получения износостойких покрытий на стальных изделиях опытные порошковые проволоки, в состав которых входят порошкообразный углеродный восстановитель (пыль газоочистки алюминиевого производства) или порошок алюминия в количестве не менее 27 %.

Библиографический список

1. Козырев Н.А., Кибко Н.В., Уманский А.А., Титов Д.А., Соколов П.Д. / Повышение качества наплавленного слоя прокатных валков за счет оптимизации состава порошковых проволок// Сварочное производство. – 2017. - № 7. – С. 29-34.
2. Пат. 2623981 РФ, МПК⁸ В23 К35/36 В 23К35/368 Шихта порошковой проволоки/ Козырев Н.А., Галевский Г.В., Шурупов В.М., Крюков Р.Е., Козырева О.Е., Бендре Ю.В., Оршанская Е.Г.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».- № 2015152933/02(081567), Заявл. 09.12.2015, опубл. 29.06.2017 Бюл. № 19.
3. Пат. 2661126 МПК⁸ В23 К35/36 В 23 К35/368 Шихта порошковой проволоки/ Козырев Н.А., Уманский А.А., Крюков Р.Е., Думова Л.В., Козырева О.А., Непомнящих А.С., Федотов Е.Е.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».- № 2017121945/02(038002), Заявл. 21.06.2017.
4. Гусев А.И., Кибко Н.В., Попова М.В., Козырев Н.А., Осетковский И.В. /Наплавка порошковыми проволоками С– Si–Mn–Mo –V–В и С – Si – Mn – Cr–Mo – V деталей горнорудного оборудования// Известия вузов. Черная металлургия. – 2017. — т. 60. № 4. – С. 318-323.
5. Разработка новых порошковых проволок для наплавки. Порошковые проволоки с ис-

пользованием углеродфторсодержащих материалов для ремонта прокатных валков/ Н. А. Козырев, Р.Е. Крюков, А.А. Усольцев, А.А. Уманский, П.Д. Соколов // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018.– Вып. 1 (1417). – С. 77-86.

6. Разработка новых порошковых проволок для наплавки деталей, работающих в условиях ударно-абразивного износа / Н.А. Козырев, А.И. Гусев, Р.Е. Крюков, А.А. Усольцев, Л.П. Башенко // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018.– Вып.7(1423). – С.70-77.

7. Разработка порошковой проволоки для наплавки деталей, работающих в условиях износа / Гусев А.И., Усольцев А.А., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Башенко Л.П.// Известия вузов. Черная металлургия. – 2018. — т. 61. № 11. – С. 898-906.

8. Development of a flux-cored wire for surfacing mining equipment operating in the conditions of shock-abrasive wear / A I Gusev, N A Kozyrev, A A Usoltsev, R E Kryukov, A R Mikhno // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 206 (2018) 012034.-P. 1-6|| doi :10.1088/1755-1315/206/1/012034.

9. Износостойкость металла, наплавленного порошковыми проволоками систем Fe-C-Si-Mn- Ni- Mo- W-V и Fe-C-Si-Mn- Cr- Ni- Mo-V / И.В. Осетковский Н.А. Козырев, А.И. Гусев, Р.Е. Крюков, М.В. Попова // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 4 (22) – С. 21 – 24.

10. Flux-Cored Wire for the Surfacing of Parts Subject to Wear / A. I. Gusev, A. A. Usol'tsev, N. A. Kozyrev, N. V. Kibko, L. P. Bashchenko// Steel in Translation, 2018, Vol. 48, No. 11, pp. 724–731.

УДК 621.791:624

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОВШЕВОГО ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ШЛАКА В КАЧЕСТВЕ ФЛЮС – ДОБАВКИ ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ СВАРОЧНЫХ ФЛЮСОВ

Михно А.Р., Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Усольцев А.А., Уманский А.А.

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

Аннотация. Рассмотрена возможность использования ковшевого электросталеплавильного шлака в качестве флюс – добавки в сварочный флюс на основе шлака производства силикомарганца. Показано влияние данной флюс – добавки на свойства наплавленного металла. Выявлен оптимальный состав сварочного флюса с флюс – добавкой обеспечивающий благоприятный внешний вид и свойства наплавленного металла.

Ключевые слова: техногенные отходы, ковшевой электросталеплавильный шлак, флюс-добавка, сварочные флюсы, шлак силикомарганца, наплавка, микроструктура, неметаллические включения

USING BUCKET ELECTRIC STEELING SLAG AS A FLUX - ADDITIVE WHEN PRODUCING WELDING FLUX

Mikhno A.R., Kozyrev N.A., Kryukov R.E., Usoltsev A.A., Umansky A.A.

Siberian state industrial university, Novokuznetsk, Russia, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru

Abstract. The possibility of using a ladle electric steel slag as a flux - an additive in the welding flux on the basis of slag of silicomanganese production is considered. The effect of this flux - additive on the properties of the deposited metal is shown. The optimal composition of the welding flux with flux - an additive that provides a favorable appearance and properties of the weld metal.

Keywords: man-made waste, ladle electric furnace steel slag, flux additive, welding fluxes,

silicomanganese slag, cladding, microstructure, non-metallic inclusions.

В последнее время проведен ряд исследований с использованием техногенных отходов при изготовлении сварочных и наплавочных флюсов.

Ряд исследований посвящён совершенствованию составов сварочных флюсов для наплавки прокатных валков с использованием новых флюсов и флюс - добавок с применением техногенных отходов металлургических предприятия (шлаков и шламов). В частности, предложены новые сварочные флюсы и флюс – добавки, изготовленные с использованием ковшевого электросталеплавильного шлака, шлака производства силикомарганца, [1-9].

При использовании таких металлургических отходов снижается стоимость сварочных и наплавочных работ.

В данной работе рассмотрена возможность использования ковшевого электросталеплавильного шлака в качестве флюс – добавки при изготовлении сварочных флюсов.

Ковшевой электросталеплавильный шлак производства рельсовой стали АО «ЕВРАЗ ЗСМК» с химическим составом, мас. %: 1.26% - S; 0.02 % - P; 1,31% - FeO; 36.26 % - SiO₂; 36.19 % - CaO; 0.22 % - MnO; 11,30 % - MgO; 6.17 % - Al₂O₃; 0,28 % - Na₂O; 3,34% - F; < 0,12 % - C.

Изготовление флюс – добавки проводили по схеме, приведенной в рисунке 1.



Рисунок 1 – Схема изготовления флюс – добавки

Готовую флюс – добавку с химическим составом, мас. %: FeO - 0.84; S – 0.98; P – 0.013; MnO – 0.06; MgO – 5.01; CaO – 35.47; Na₂O – 1.92; Al₂O₃ – 4.71; Cr₂O₃ - 0.04; K₂O - 0.11; TiO – 0.33. смешивали со шлаком силикомарганца производства Западно - Сибирского металлургического завода с химическим составом, мас. %: S 0,15-0,17 %, P 0,01 %, F 0,28-0,76 %, FeO 0,27-0,81 %, CaO 22,85-31,70 %, SiO₂ 46,46-48,16 %, MnO 8,01-8,43%, MgO 6,48-7,92 %, Al₂O₃ 6,91-9,62 %, Na₂O 0,26-0,36 % K₂O до 0,6 2 %. в различных соотношениях (таблица 1)

Таблица 1 – Соотношение шлака силикомарганца и флюс – добавки, %

Маркировка флюса	Флюс-добавка, мас. %.	Шлак силикомарганца (SiMn), мас. %.
0	50	50
1	30	70
2	20	80
3	10	90
4	5	95
5	0	100

После смешения флюса с флюс – добавкой проводилась наплавка образцов под слоем флюса в лабораторных условиях с использованием сварочного трактора ASAW-1250, сварочной проволокой Св-08ГА, на наплавочные пластины из стали 09Г2С.

После наплавки образцов исходя из внешнего вида было выявлено что, удовлетворительное качество наплавленных образцов достигается при использовании не более 30 % флюс – добавки.

Далее был проведен рентгеноспектральный, и металлографический анализ наплавленных образцов.

Химические составы наплавленных образцов, шлаковых корок и флюса приведены в таблицах 2-4 соответственно.

Таблица 2 – Химический состав наплавленных образцов

	Массовая доля элементов, %										
	Mn	Si	Ni	Cr	Mo	Cu	V	Nb	S	P	C
0	1,22	0,35	0,09	0,04	0,01	0,12	отс	0,011	0,036	0,008	0,04
1	1,25	0,38	0,08	0,04	0,01	0,13	0,002	0,011	0,033	0,009	0,04
2	1,22	0,41	0,09	0,04	0,01	0,13	0,001	0,11	0,031	0,010	0,04
3	1,30	0,42	0,09	0,04	0,01	0,13	0,003	0,010	0,024	0,011	0,04
4	1,30	0,44	0,08	0,04	0,01	0,13	0,002	0,010	0,019	0,012	0,04
5	1,16	0,43	0,11	0,05	0,021	0,14	0,007	0,003	0,019	0,012	0,07

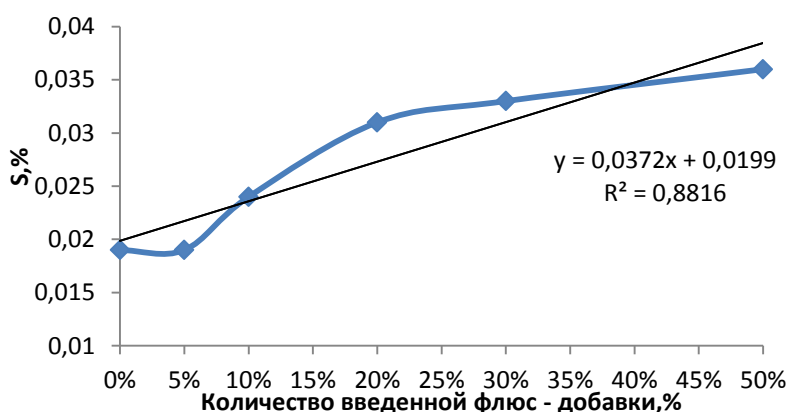


Рисунок 2 - Влияние количества введенной флюс – добавки на концентрацию серы

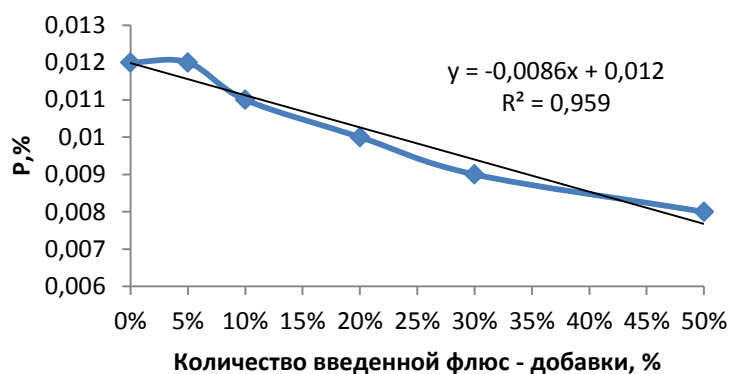


Рисунок 3 - Влияние количества введенной флюс – добавки на концентрацию фосфора

Таблица 3 – Химический состав шлаковых корок

	Массовая доля элементов, %													
	FeO	CaO	MnO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Na ₂ O	MgO	K ₂ O	S	P	F	Cr ₂ O ₃	ZnO	TiO ₂
0	1,66	34,48	3,90	5,59	44,61	2,78	4,87	0,14	0,46	0,012	1,66	0,036	0,005	0,017
1	1,69	33,28	5,34	6,05	44,55	2,05	4,64	0,11	0,33	0,011	1,24	0,032	0,005	0,015
2	1,78	33,10	6,36	7,23	43,13	1,19	4,38	0,088	0,23	0,012	0,83	0,034	0,004	0,012
3	1,62	32,47	7,04	6,63	43,39	0,89	4,24	0,081	0,20	0,011	0,68	0,033	0,004	0,011
4	1,54	32,42	7,61	7,87	44,28	0,59	4,28	0,11	0,16	0,011	0,53	0,033	0,003	0,014
5	1,69	32,35	7,78	6,59	42,50	0,30	5,55	0,12	0,21	0,011	0,37	0,04	0,012	0,018

Таблица 4 – Химический состав флюса

	Массовая доля элементов, %												
	FeO	CaO	MnO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	F	S	P	Cr ₂ O ₃	TiO ₂
0	0,74	35,64	2,58	4,92	43,33	5,19	0,17	3,99	1,99	0,73	0,013	0,041	0,21
1	0,57	34,03	4,62	4,58	43,80	5,09	0,14	3,28	1,63	0,54	0,012	0,036	0,17
2	0,42	32,06	6,90	4,03	46,20	6,85	0,082	1,40	0,89	0,34	0,011	0,024	0,11
3	0,42	33,12	7,28	4,52	45,10	6,33	0,082	1,40	0,87	0,32	0,011	0,029	0,11
4	0,38	32,71	7,59	4,34	45,04	6,60	0,081	1,07	0,77	0,28	0,012	0,031	0,10
5	0,50	31,34	7,97	5,74	46,09	6,61	0,01	0,40	0,45	0,33	0,011	0,05	0,07

Металлографическое исследования проводились в ЦКП «Материаловедение» СибГИУ с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 при увеличении $\times 100$ на микрошлифах без травления. Оценка неметаллических включений проведена согласно ГОСТ 1778-70.

Результаты исследования неметаллических включений и их вид представлены на рисунке 4 и таблице 5.

Таблица 5 – Неметаллические включения в зоне сварных швов

Образец	Неметаллические включения, балл	
	силикаты недеформирующиеся	оксиды точечные
0	2б,3б, редко 4б	1а,2а
1	1б, редко 2б	1а
2	1б, редко 2б	1а
3	1б,2б	1а,2а
4	1б,2б	1а,2а
5	1б,2б	1а



а)



б)



в)



г)



д)



е)

Образцы: а) 0; б) 1; в) 2; г) 3; д) 4; е) 5

Рисунок 4 - Неметаллические включения в зоне наплавленных образцов

Анализ уровня загрязненности неметаллическими включениями в наплавленных образцах показал, что при использовании более 20 % флюс – добавки увеличивается количе-

ство неметаллических включений в наплавленном слое.

Вывод: При проведении данных исследований была выявлена возможность использования в качестве флюс – добавки ковшевой электросталеплавильный шлак.

Исследования показали, что при введении флюс – добавки увеличивается концентрация серы в наплавленном слое и снижается концентрация фосфора. Исследование неметаллических включений показали, что благоприятнее всего использование не более 20% флюс – добавки, так как при большем содержании флюс добавки возрастает количество неметаллических включений в наплавленном слое, а также ухудшается внешний вид наплавленных образцов.

Библиографический список

1. The development and properties of a new ceramic flux used for reconditioning rolling stock components/Yu.S. Volobuev, A.V. Surkov, O.S. Volobuev, P.N. Kipiani, D.V. Shestov, N.V. Pavlov, A.I. Savchenko/ Welding International.– 2010.- Volume 24. - №4. - p. 298-300

2. Разработка новых сварочных флюсов и флюс-добавок для сварки и наплавки стали с использованием отходов металлургического производства. Сообщение 2. Сварочные флюсы на основе шлака силикомарганца/ Н. А. Козырев, Р.Е. Крюков, Н.Е. Крюков, И.Н. Ковальский, О.Е. Козырева // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2017. – Вып. 5 (1409). - С. 85-89.

3. Manufacturing of New Welding Fluxes Using Silicomanganese Slag / R E Kryukov, N A Kozyrev, O A Kozyreva, A A Usoltsev // International Scientific-Practical Conference: Innovations in Fuel and Energy Complex and Mechanical Engineering (FEC-2017) 18–21 April 2017, Kemerovo, Russian Federation IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering, 2017 , vol 253 pp. 1-9 || doi:10.1088/1757-899X/253/1/012007.

4. Разработка новых сварочных флюсов на основе шлака силикомарганца / Н. А. Козырев, Р. Е. Крюков, А. А. Усольцев, А. Р. Михно, Л. П. Бащенко // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018. – № 6 (1422). - С. 55-66. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

5. Разработка новых сварочных флюсов на основе шлака силикомарганца / Н. А. Козырев, Р. Е. Крюков, А. А. Усольцев, А. Р. Михно, Л. П. Бащенко // Сварка и контроль - 2018 : материалы международной научно-технической конференции, посвященной 130-летию изобретения Н.Г. Славяновым электродуговой сварки плавящимся электродом, 18-21 сентября 2018 г. – Пермь, 2018. – С. 168-182. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

6. Исследование и разработка сварочных флюсов с использованием ковшевого электросталеплавильного шлака и барий-стронциевого модификатора для наплавки прокатных валков / Н. А. Козырев, Р. Е. Крюков, А. А. Усольцев, А. Р. Михно, Л. В. Думова // Известия вузов. Черная металлургия. – 2018. – Т. 61, № 4. - С. 274-279. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

7. Разработка новых сварочных флюсов с использованием ковшевого электросталеплавильного шлака и барийстронциевого модификатора / Н. А. Козырев, Р. Е. Крюков, А. Р. Михно, А. А. Уманский // Металлургия: технологии, инновации, качество. Металлургия - 2017 : труды XX Международной научно-практической конференции, 15-16 ноября 2017 г. – Новокузнецк : Издательский центр СибГИУ, 2017. – Ч. 1. - С. 288-292. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

8. Новые сварочные флюсы на основе техногенных отходов металлургического производства / Р. Е. Крюков, Н. А. Козырев, А. А. Усольцев, А. Р. Михно // XV международный конгресс сталеплавыльщиков и производителей металла : сборник трудов, 15-19 октября 2018 г. – Москва-Тула, 2018. – С. 484-488. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

9. Использование барий-стронциевого модификатора и шлака производства силикомарганца при изготовлении сварочных флюсов / Р. Е. Крюков, А. Р. Михно, Н. А. Козырев, А. А. Усольцев // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР; ФЕРРОСПЛАВЫ : труды научно-практической конференции с международным участием и элементами школы молодых ученых. – Екатеринбург, 2018. – С. 326-330. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

УПРОЧНЕНИЕ ПОВЕРХНОСТИ ТВЕРДОГО СПЛАВА VK10KS ДЛЯ РЕШЕНИЯ ТРИБОТЕХНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ В МАШИНОСТРОЕНИИ

Осколкова Т.Н.¹, Глезер А.М.²

¹*Сибирский государственный индустриальный университет»*

г. Новокузнецк, Россия, oskolkova@kuz.ru

²*Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»*

г. Москва, Россия, a.glezer@mail.ru

Аннотация. *Способом электроэрозионного упрочнения легированием получен твёрдый сплав с градиентной структурой, состоящий из вязкой сердцевины из сплава VK10KS и более износостойкой поверхности из сплава VK6-OM. В этом случае основа сплава способна воспринимать ударные нагрузки, а поверхность – исполнять роль износостойких режущих элементов.*

Ключевые слова: *твёрдый сплав, нанотвёрдость, износостойкость, шероховатость, структура.*

HARDENING OF THE HARD ALLOY VK10KS SURFACE FOR THE SOLVING TRIBOTECHNICAL TASKS IN MACHINE-BUILDING

Oskolkova T.N., Glezer A.M.

Siberian State Industrial University

Novokuznetsk, Russia, e-mail: oskolkova@kuz.ru

National University of Science and Technology "MISIS"

Moscow, Russia, e-mail: a.glezer@mail.ru

Abstract. *Hard alloy with gradient structure by electro-erosive hardening by alloying is got. Hard alloy consists of ductile core made from VK10KS and more wear-resistant surface made from VK6-OM. In this case the base of the alloy is able to take shock of loading but the surface – to play the role of wear-resistant cutting elements.*

Key words: *hard alloy, nanohardness, wear-resistance, roughness, structure.*

Для штампового и бурового инструмента, от которых требуется, помимо повышенной работы разрушения, ещё и высокая износостойкость, кроме нанесения покрытий на твёрдосплавный инструмент известны и другие способы повышения его износостойкости. К ним относится метод изготовления «многослойного» инструмента из твёрдых сплавов [1].

В ФГУП ВНИИТС разработан способ получения твердосплавных пластин для оснащения металлорежущего инструмента с переменным содержанием кобальтовой связки, когда при прессовании заготовки пластины изменяется состав: VK3–VK6–VK10–VK15–VK10–VK6–VK3 [2]. Полученная пластина имела вязкую сердцевину и твердый поверхностный слой, что обеспечивает ее стойкость при обработке различных материалов. Однако данный способ получения многослойного твёрдого сплава с градиентной структурой достаточно сложный, энергоёмкий и длительный по времени, требует наличия сложного оборудования. Получение таким способом многослойного твёрдого сплава возможно только на ровной поверхности. Представляет интерес получить способом электроэрозионного упрочнения легированием (ЭЭУЛ) твёрдосплавные пластины с градиентной структурой – от вязкой сердцевины до износостойкой поверхности.

Достоинствами процесса ЭЭУЛ являются возможность на ограниченных участках обрабатываемой поверхности производить сложные микрометаллургические процессы; чрез-

вычайно высокая прочность сцепления нанесённого слоя покрытия с обрабатываемой поверхностью; простота ведения процесса; отсутствие коробления обрабатываемой детали; малые габариты и низкая энергоёмкость оборудования.

Сущность процесса ЭЭУЛ состоит в том, что при искровом разряде происходит эрозия анода (электрода) и перенос продуктов эрозии на катод (деталь). При этом на детали образуется слой, имеющий изменённый состав и структуру, которые зависят от электродного материала и электрического режима установки. Высокая температура разряда ($5000 \div 10000$ °C), кратковременность действия ($10^{-6} \dots 10^{-3}$ секунд), мгновенное охлаждение нагретых участков массой холодного металла позволяет заключить, что после ЭЭУЛ происходит сверхскоростная закалка. Наряду с данным процессом наблюдается контактный или капельный перенос легирующих элементов из упрочняющего электрода на обрабатываемую поверхность при соприкосновении с ней и последующее диффузионное рассасывание этих элементов в слое.

В рамках настоящей работы способом ЭЭУЛ было получено низкокобальтовое покрытие из ВК6-ОМ на поверхности твёрдого сплава ВК10КС [3 – 6]. В качестве легирующего электрода использовался твёрдый сплав ВК6-ОМ по ГОСТ 3884 – 74. Сплавы группы ОМ (ВК6-ОМ, ВК10-ОМ, ВК15-ОМ) разрабатывали для обработки резанием особотвёрдых и абразивных материалов. Сплав ВК6-ОМ состава 91,9 WC + 6 % Co + 2 % TaC + 0,1 % VC не снижает прочность, добавки VC и TaC способствуют получению мелкозернистой структуры – препятствуют росту зёрен WC-фазы, при этом по износостойкости сплав ВК6-ОМ не уступает самому износостойкому сплаву группы WC–Co (В 253), но существенно превосходит его по прочности [1].

Таким образом, градиентная твёрдосплавная пластина может состоять из вязкой сердцевины, которая служит демпфером, хорошо гасит ударные нагрузки, способна выдерживать значительные напряжения изгиба, а поверхностный слой обладает повышенной износостойкостью по сравнению с вязкой сердцевиной. Создание твёрдых сплавов с градиентной структурой следует рассматривать как новый этап совершенствования твёрдых сплавов.

Поверхностная обработка твёрдого сплава ВК10КС способом ЭЭУЛ осуществлялась с помощью переносной установки UR – 121 производства «Инструментальный завод» ОАО «Концерн Подольск». Обработку поверхности твёрдого сплава ВК10КС была произведена с применением двойного технологического режима из расчёта 0,55 мин. /1 см² по режиму Norma 3 + 1,0 мин. /1 см² по режиму Turbo.

Исследование особенностей структуры после обработки и определение глубины зоны поверхностного упрочнения осуществлялось с помощью оптического микроскопа OLIMPUS – GX 50 и растрового электронного микроскопа «Philips SEM 515».

На рисунке 1 представлена микроструктура сплава ВК10КС с упрочнённым слоем из ВК6-ОМ после ЭЭУЛ. Выявлен плохо травящийся слой, толщина которого достигает значений 20 мкм.

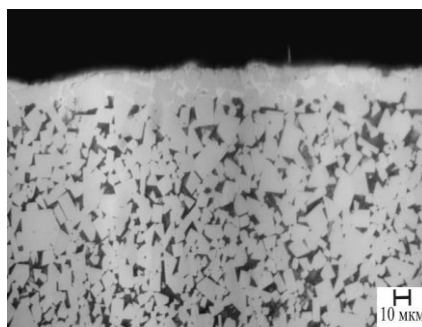


Рисунок 1 – Микроструктура сплава ВК10КС после ЭЭУЛ с покрытием ВК6-ОМ

Результаты растровой электронной микроскопии подтверждают наличие градиентной структуры на сплаве ВК10КС: повышенное содержание вольфрама в поверхностном слое и пониженное – кобальта (рисунок 2).

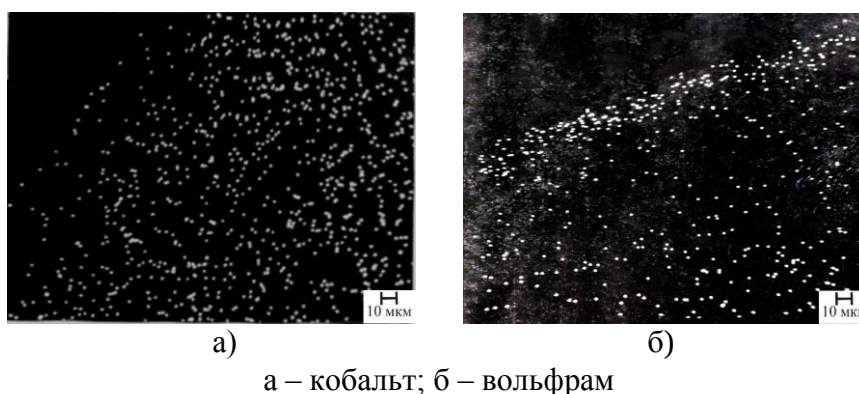


Рисунок 2 – Микроструктура сплава ВК10КС после ЭЭУЛ в характеристических рентгеновских излучениях

Рентгенофазовый анализ показал, что обработка поверхности твёрдого сплава ЭЭУЛ приводит к изменению его фазового состава (рисунок 3).

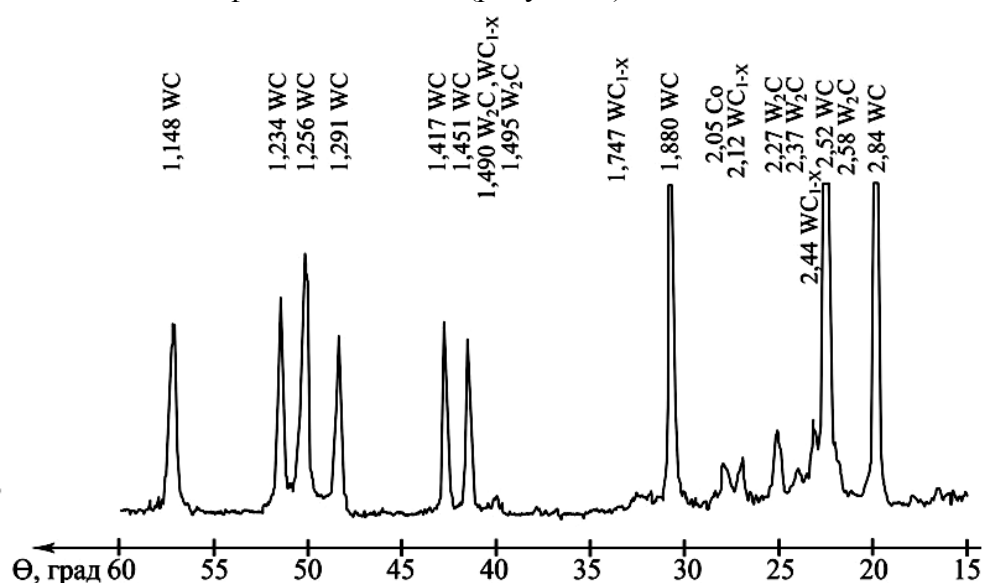


Рисунок 3 – Фрагмент дифрактограммы твёрдого сплава ВК10КС после электроэрозионного упрочнения легированием

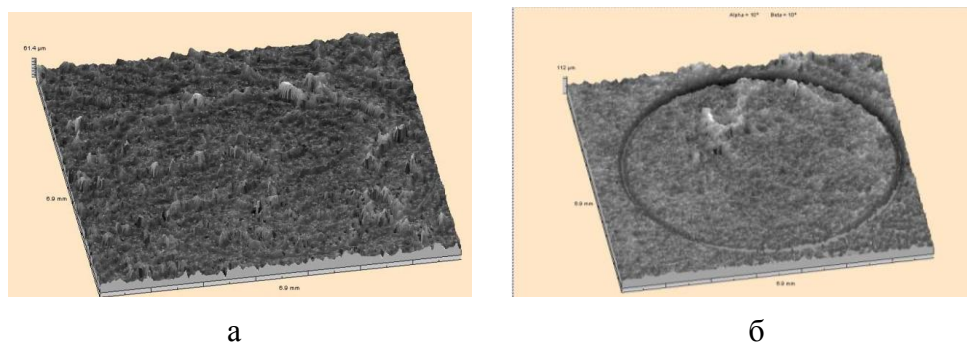
Помимо имеющегося монокарбида вольфрама WC и кобальтовой связующей, которые присутствовали в исходном состоянии в твёрдом сплаве, в поверхностном слое формируется мелкодисперсный карбид дивольфрама W_2C и карбид WC_{1-x} . Авторы статьи [7] описывают позитивную роль карбида дивольфрама в поверхностном слое твёрдого сплава WC + 20 % Co после высокоэнергетического воздействия на поверхность, отмечая более высокую твёрдость W_2C по сравнению с твёрдостью WC.

Изменение фазового состава поверхностного слоя в твёрдом сплаве отразилось на показателях нанотвёрдости. Результатом наноиндентирования твёрдого сплава после ЭЭУЛ является повышение поверхностной твёрдости до 22000 МПа (таблица 1).

Таблица 1 – Свойства сплава ВК10КС после упрочняющей обработки

Материал покрытий	Нанотвёрдость поверхностного слоя, МПа	Глубина изношенного трека, мкм	Площадь трека износа, мкм ²	Коэффициент трения, μ	Шероховатость, R_a , мкм
Электроэрозионное упрочнение легированием					
ВК6-ОМ	21649 ÷ 22000	10,8	941	0,23	1,83 ÷ 2,15
Сплав ВК10КС в исходном состоянии					
-	-	58	12921	0,41	0,41

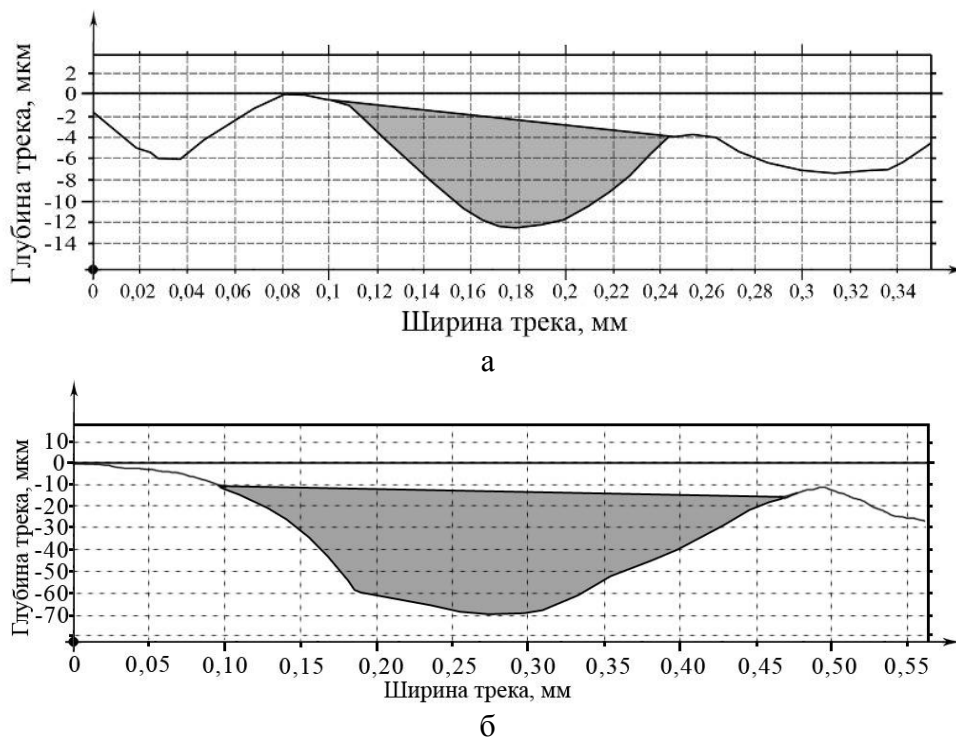
Испытания на износостойкость проводились на установке «PC-Operated High Temperature Tribometer» при комнатной температуре. Износ образцов определялся путем измерения глубины и площади трека после испытаний, образованного в результате действия неподвижного алмазного индентора на вращающийся образец при нагрузке 3 Н, числе оборотов 4000, линейной скорости движения 2,5 см/с. Для сравнения аналогичные испытания проводили на исходных образцах при таких же параметрах (рисунок 4). Измерение глубины и площади трека износа после испытаний, а также коэффициента трения после приработки произведено с помощью высокоточной измерительной установки «*Micro Measure 3D station*» с программным обеспечением. Анализ полученных профилей осуществлен с использованием компьютерной программы *Mountains Map Universal*, версия 2.0.13. Результаты трибологических испытаний (рисунок 5, таблица 1) представлены как среднеарифметические значения, полученные от 10 испытаний по одному режиму обработки на трёх образцах.



а – сплав ВК10КС с покрытием ВК6-ОМ; б – исходный сплав

Рисунок 4 – Внешний вид треков при трибологических испытаниях

Износ образцов с покрытием ВК6-ОМ после ЭЭУЛ показал, что глубина трека составляет 10,8 мкм, у исходного образца глубина трека – 58 мкм (рисунок 5). Площадь сечения трека изношенных образцов с покрытием и без него составляет 941 мкм² и 12921 мкм² соответственно (таблица 1). Коэффициент трения (μ) сплава ВК10КС с покрытием из ВК6-ОМ после приработки устанавливается на значении 0,23, а у исходного сплава $\mu = 0,41$ (таблица 1).



а – после ЭЭУЛ; б – исходный образец

Рисунок 5 – Профили треков износа образцов

Поскольку ЭЭУЛ всегда приводит к повышению шероховатости поверхности [8, 9], немаловажным фактором является изучение микрогеометрии после упрочнения ВК10КС данным способом, результаты которой представлены в таблице 2. Упрочнение поверхности твёрдого сплава ВК10КС способом ЭЭУЛ немного ухудшает микрогеометрию поверхности, но сохраняет её в пределах технических требований с рекомендуемой чистотой обработки поверхности $R_a = 2,5$ мкм [8].

Таблица 2 – Режимы обработок и микрогеометрия покрытия толщиной 20 мкм

Обработка		Время обработки, мин.	Шероховатость R_a , мкм
Turbo	Norma 3		
80 %	20 %	1,10(0,2 Norma 3 + 0,9 Turbo)	2,15
60 %	40 %	1,20(0,2 Norma 3 + 1,0 Turbo)	1,90
50 %	50 %	1,40(0,4 Norma 3 + 1,0 Turbo)	1,87
40 %	60 %	1,55(0,55 Norma 3 + 1,0 Turbo)	1,83

Использование предлагаемого способа ЭЭУЛ для нанесения покрытия на поверхность твёрдого сплава по сравнению с существующими способами даёт возможность получения твёрдосплавной пластины с градиентной структурой, например, ВК3 – ВК6 – ВК8 – ВК10 – ВК15 – ВК20. Кроме того, применяя способ ЭЭУЛ, можно производить реставрацию поверхности различных твёрдых сплавов после эксплуатации соответствующими электродами, это позволит продлить эксплуатационный срок изделий, оснащённых данными сплавами, а также сэкономить дефицитные материалы (вольфрам и кобальт).

Библиографический список

1. Панов В.С. Технология и свойства спечённых твёрдых сплавов и изделий из них / В.С. Панов, А.М. Чувиллин, В.А. Фальковский. – М.: МИСиС, 2004. – 464 с.
2. Патент РФ 2302925, МПК В 22 F 3/26, С 22 С 29/00. Способ изготовления сменных многогранных пластин / Аникин В.Н., Золотарёва Н.Н., Казанцев Н.И. [и др.]; ФГУП ВНИИТС // № 2005137294/02; Заявл. 01.12.2005; Оpubл. 20.07.2007
3. Патент РФ 2401720, МПК В22F 7/02 В23Н 9/00. Способ получения изделия из многослойного твёрдого сплава на основе карбида вольфрама / Т.Н. Осколкова; ГОУ ВПО «Сибирский гос. инд. ун-т». // № 2009106344/02; Заявл. 24.02.2009; Оpubл. 20.10.2010.
4. Oskolkova T.N. A new technology for producing carbide alloys with gradient structure / T.N. Oskolkova // Applied Mechanics and Materials IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 91 (2015) 012019.
5. Осколкова Т.Н. Износостойкие покрытия на WC-Co твёрдых сплавах, синтезируемые концентрированными потоками энергии / Т.Н. Осколкова, А.М. Глезер // Материаловедение. – 2018. № 6. – С. 21 – 31.
6. Осколкова Т.Н. Электроэрозионное покрытие на карбидовольфрамовом твёрдосплавном изделии / Т.Н. Осколкова // Изв. Самарского науч. центра РАН. – Самара. – 2009. – Том 11, № 5 (2). – С. 320 – 323.
7. Тюрин Ю.Н. Импульсно-плазменное модифицирование поверхности изделия из сплава WC + 20% Co / Ю.Н. Тюрин, С.Н. Кульков, О.В. Колисниченко // Физическая инженерия поверхности. – 2009. – № 3. – С. 262 – 267.
8. Осколкова Т.Н. Влияние способов нанесения покрытий на шероховатость WC-Co твёрдого сплава / Осколкова Т.Н. // Упрочняющие технологии и покрытия. – 2011. – № 10. – С. 15 – 19.
9. Блинова Т.А. Зависимость шероховатости поверхности малых отверстий от типа рабочей среды и режимов электроэрозионной обработки / Т.А. Блинова, А.А. Погонин, А.Ф. Бойко // Изв. Самарского науч. центра РАН. – 2010. – Т. 12, № 1(2). – С. 301 – 303.

НАНОКРИСТАЛЛИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ: ИСТОРИЯ, РЕАЛЬНОСТЬ И ПРОГНОЗЫ

Полях О.А.¹, Полях К.Е.¹, Вильдеманн В.²

¹ *Сибирский государственный индустриальный университет,*

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

² *Академия для социальных профессий,*

г. Гессен, Германия, v-wildemann@t-online.de

Аннотация. Приведена обзорная информация по нанокристаллическим материалам, представленная в современных литературных источниках. Обсужден терминологический аппарат и размерный эффект нанокристаллов, а также уникальные свойства наноматериалов. Проведен исторический экскурс, освещены существующая практика применения и укрупненные прогнозы развития наноматериалов.

Ключевые слова: наноматериалы, нанокристаллы, нанотехнологии, ультрадисперсные материалы, наноструктурные материалы.

NANOCRYSTAL MATERIALS: HISTORY, REALITY AND PREDICTIONS

Poljah O.A.¹, Poljah K.E.¹, Wildemann V.²

¹ *Siberian state industrial university,*

Novokuznetsk, Russia, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru

² *Academy for social professions,*

Hessen, Germany, v-wildemann@t-online.de

Abstract. An overview of nanocrystalline materials presented in modern literature is given. The terminological apparatus and the size effect of nanocrystals are discussed, as well as the unique properties of nanomaterials. A historical excursion was carried out, the existing practice of application and integrated projections of the development of nanomaterials were highlighted.

Keywords: nanomaterials, nanocrystals, nanotechnologies, ultrafine materials, nanostructured materials.

Введение

В последнее время термин «нанотехнология» стал очень популярным и даже почти обыденным. Развитие современной электроники, медицины и других областей науки и техники идет по пути постоянного уменьшения размеров используемых устройств. Однако классические методы их производства подходят к своему технологическому и экономическому пределу. Размеры устройства уменьшаются незначительно, но экономические затраты резко возрастают. Качество многих привычных материалов может быть повышено за счет использования наночастиц. Нанотехнологии позволяют создавать более легкие, тонкие и прочные композитные материалы. Бурный рост наноиндустрии в области производства наноматериалов связан с их уникальными физико-механическими свойствами. [1-11]

1 Современный терминологический аппарат

К настоящему времени сложился следующий терминологический аппарат:

1 нанотехнология – совокупность методов и приемов, обеспечивающих возможность контролируемым образом создавать и модифицировать объекты, включающие компоненты с размерами менее 100 нм, имеющие принципиально новые качества и позволяющие осуществлять их интеграцию в полноценно функционирующие системы большего масштаба;

2 наноматериалы – материалы, содержащие структурные элементы, геометрические

размеры которых хотя бы в одном измерении не превышают 100 нм, и обладающие качественно новыми свойствами, функциональными и эксплуатационными характеристиками;

3 наносистемная техника – полностью или частично созданные на основе наноматериалов и нанотехнологий функционально законченные системы и устройства, характеристики которых кардинальным образом отличаются от показателей систем и устройств аналогичного назначения, созданных по традиционным технологиям.

Следует отметить, что наряду с термином наноматериалы, который к настоящему времени получает все более широкое применение, получили распространение также равноправные термины «ультрадисперсные материалы», «ультрадисперсные системы» (в отечественной литературе) и «наноструктурные материалы» (в западных источниках).

2 Размерный эффект нанокристаллов

Поликристаллические сверхмелкозернистые материалы со средним размером зерен от 100–150 до 40 нм называют обычно субмикрокристаллическими, а со средним размером зерен менее 40 нм – нанокристаллическими. Нанокристаллические материалы представляют собой особое состояние конденсированного вещества – макроскопические ансамбли ультрамалых частиц с размерами до нескольких нанометров. Необычные свойства этих материалов обусловлены как особенностями отдельных частиц (кристаллитов), так и их коллективным поведением, зависящим от характера взаимодействия между наночастицами. В последние десятилетия интерес к этой теме существенно возрос, так как обнаружилось (в первую очередь, на металлах), что уменьшение размеров кристаллитов ниже некоторой пороговой величины, может приводить к значительному изменению свойств. Такие эффекты появляются, когда средний размер кристаллических зерен не превышает 100 нм, и наиболее отчетливо наблюдаются, когда размер зерен менее 10 нм [5-11].

Под размерными эффектами в самом широком смысле слова следует понимать комплекс явлений, связанных с изменением свойств вещества вследствие собственно изменений размера частиц и одновременного возрастания доли поверхностного вклада в общие свойства системы. Благодаря отмеченным особенностям строения нанокристаллические материалы по свойствам существенно отличаются от обычных поликристаллов. По этой причине уменьшение размера зерен рассматривается как эффективный метод изменения свойств твердого тела. Имеются сведения о влиянии наносостояния на магнитные свойства ферромагнетиков, существенном изменении теплоемкости и твердости металлов, оптических и люминесцентных характеристик полупроводников, о появлении пластичности боридных, карбидных, нитридных и оксидных материалов, которые в обычном крупнозернистом состоянии достаточно хрупки. Наноматериалы отличаются исключительно высокой диффузионной подвижностью атомов, на 5-6 порядков превосходящих таковую в обычных поликристаллах, однако механизмы диффузионных процессов в нанокристаллических веществах поняты далеко не полностью и в литературе по этому поводу имеются противоположные объяснения.

Особые сочетания характеристик и свойств материалов часто достигаются за счет наличия у вещества естественно или искусственно упорядоченной или неупорядоченной системы базовых элементов нанометровых характерных размеров.

3 Сочетание свойств наноматериалов

Возможность практического использования наноматериалов обусловили интенсивное изучение их твердости, прочности, упругости, пластичности и других механических свойств. Независимо от области применения любые материалы должны отвечать определенным механическим характеристикам. Последнее определяет интерес к исследованию проблем в области конструкционных материалов, эксплуатация которых определяется, прежде всего, уровнем механических свойств. Наибольшее число работ посвящено исследованию механических свойств наноматериалов. Особенно привлекает исследователей и разработчиков возможность получения в наноструктурных материалах сочетания высоких прочностных и пластических свойств.

4 Исторический экскурс

Проблема получения тонкодисперсных порошков металлов, сплавов и соединений и

сверхмелкозернистых материалов из них, предназначенных для различных областей техники, давно обсуждается в литературе. Дисперсные системы и нанокластеры изучаются уже с начала XX века, а компактные наноматериалы стали объектом изучения в 80-х гг. прошлого века. Структура и дисперсность, а, следовательно, и свойства наноматериалов зависят от способа их получения. Существенный прогресс в изучении нанокристаллического состояния был достигнут после 1985 года именно благодаря усовершенствованию известных и созданию новых методов получения нанокристаллических материалов [1-3].

Значительную роль в ускорении исследований наномира сыграли два события:

- создание сканирующего туннельного микроскопа (G. Binnig, G. Rohrer, 1982 г.) и сканирующего атомно-силового микроскопа (G. Binnig, K. Kuatt, K. Gerber, 1986 г.) (Нобелевская премия 1992 г.);

- открытие новой формы существования углерода в природе - фуллеренов (H. Kroto, J. Heath, S. O'Brien, R. Curl, R. Smalley, 1985 г.) (Нобелевская премия 1996 г.).

5 *Существующая практика и реальные возможности применения*

Разработки новых наноматериалов за последние годы вышли на промышленный уровень развития. Некоторые страны вкладывают сотни миллионов долларов в разработку исследований свойств наноматериалов, способов получения и в изготовление конструкций с применением наноструктурных материалов.

В настоящее время многие наноматериалы уже доступны на рынке и широко применяются в микроэлектронике и атомной энергетике, в качестве сверхпрочных конструкционных материалов и износостойких покрытий. Из нанотрубок можно делать конструкции предельно высокой прочности: элементы турбин, несущие конструкции мостов, летательных аппаратов [9].

Отличие свойств малых частиц от свойств массивного материала известно уже достаточно давно и используется в разных областях техники. [6] Примерами могут служить широко применяемые аэрозоли, красящие пигменты, получение цветных стекол окрашиванием их коллоидными частицами металлов. Малые частицы и наноразмерные элементы используются для производства различных авиационных материалов. Например, в авиации применяются радиопоглощающие керамические материалы, в матрице которых беспорядочно распределены тонкодисперсные металлические частицы.

Нитевидные монокристаллы (усы) и поликристаллы (волокна) обладают очень высокой прочностью, например, усы графита имеют прочность в 10 раз выше, чем прочность стальной проволоки. Благодаря этому они применяются в качестве наполнителей легких композиционных материалов аэрокосмического назначения. Суспензии металлических наночастиц (обычно железа и его сплавов) размером от 30 нм используются как присадки к моторным маслам для восстановления изношенных деталей непосредственно в процессе работы.

Очень важная и широкая область давнего и успешного применения малых частиц металлов, сплавов и полупроводников – катализ химических реакций. Гетерогенный катализ с помощью высокоэффективных катализаторов из тонкодисперсных порошков или керамики с зёрнами нанометрового размера – самостоятельный раздел физической химии. Катализ на малых частицах играет исключительно важную роль в промышленной химии. Катализируемые реакции обычно протекают при более низкой температуре и более селективны. Новой областью катализа на малых частицах является катализ с использованием полупроводниковых частиц и наноструктурных полупроводниковых плёнок, перспективный, например, для фотохимической очистки сточных вод от различных органических загрязнителей путем их фотокаталитического окисления и минерализации.

Наночастицы и нанослоя широко применяются в производстве современных микроэлектронных устройств. Примером могут служить слоисто-неоднородные наноструктуры – сверхрешетки, в которых чередуются твердые сверхтонкие слои толщиной 1-50 нм двух различных веществ, например, оксидов.

Керамические наноматериалы широко используются для изготовления деталей, работающих в условиях повышенных температур, неоднородных термических нагрузок и агрессивных

сред. Сверхпластичность керамических наноматериалов позволяет получать из них применяемые в аэрокосмической технике изделия сложной конфигурации с высокой точностью размеров. Нанокерамика на основе гидроксиапатита благодаря своей биосовместимости и высокой прочности используется в ортопедии для изготовления искусственных суставов и в стоматологии. Нанокристаллические ферромагнитные сплавы находят применение как превосходные трансформаторные магнитомягкие материалы с высокой магнитной проницаемостью.

Заключение.

Таким образом, прикладной интерес к наноматериалам обусловлен возможностью значительной модификации и даже принципиального изменения свойств известных материалов при переходе в нанокристаллическое состояние, новыми возможностями, которые открывает нанотехнология в создании материалов и изделий из структурных элементов нанометрового размера.

По словам академика Н.П. Лякишева, нанокристаллические материалы находятся на второй «стадии жизни» – интенсивных исследований. Можно ожидать, что в ближайшие годы интенсивность изучения нанокристаллических материалов будет возрастать.

Библиографический список

1. Полях О.А. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния: монография: в 3 т. Том 1: Микрокремнезем в производстве карбида кремния // О.А. Полях, В.В. Руднева. – М.: Флинта: Наука, 2007. – 248 с.
2. Полях О.А. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния: монография: в 3 т. Том 2: Плазмометаллургическое производство карбида кремния для гальванотехники // О.А. Полях, В.В. Руднева. – М.: Флинта: Наука, 2007. – 188 с.
3. Полях О.А. Карбид кремния. Нанотехнология и применение для гальванотехники // О.А. Полях, Г.В. Галевский, В.В. Руднева. – Deutschland, LAP LAMBERT Academic Publishing, 2015. – 142 с.
4. Полях О.А. Производство микро- и нанопорошка карбида кремния на основе техногенного микрокремнезёма / О.А. Полях, В.В. Руднева, Н.Ф. Якушевич, Г.В. Галевский // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. 2014. № 32. – С. 113-121.
5. Нанотехнология в ближайшем десятилетии. Прогноз направления исследований./ Под ред. М.К.Роко, Р.С.Уильямса и П.Аливисатоса. Пер. с англ. - М.: Мир, 2002. – 292 с.
6. Гусев А.И. Наноматериалы, наноструктуры, нанотехнологии / А.И. Гусев. — М.: ФИЗМАТЛИТ, 2001. — 224 с.
7. Рыбалкина М.А. Нанотехнологии для всех: Большое - в малом / Рыбалкина М.А. – М.: 2005. – 436 с.
8. Минько Н.И. Методы получения и свойства нанообъектов: учебное пособие. / Н.И. Минько [и др.] – М.: Флинта: Наука, 2009. – 163 с.
9. Харрис П. Углеродные нанотрубки и родственные структуры. Новые материалы XXI век / П. Харрис. – М.: Техносфера, 2003. – 336 с.
10. Бучаченко А.Л. Нанохимия – прямой путь к высоким технологиям / А.Л. Бучаченко // Успехи химии, 2003 . Т. 72. – С. 419.
11. Андриевский Р.А. Наноструктурные материалы / Р.А. Андриевский, А.В. Рагуля. – М.: Академия, 2005. – 192 с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ЭРОЗИИ ЭЛЕКТРОДОВ ПЛАЗМОТРОНА ЭДП-104А В АЗОТНОЙ ПЛАЗМЕ

Галевский Г.В.¹, Руднева В.В.¹, Оршанская Е.Г.¹, Галевский С.Г.², Мишне И.³

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,*

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

²*Санкт-Петербургский горный университет,*

г. Санкт-Петербург, Россия, sgalevskii@gmail.com,

³*Компания EST – Environmental System & Treatment,*

г. Омер, Израиль, hello@sncentral.org

Аннотация. Проведены моделирование и экспериментальные исследования эрозии электродов плазматрона ЭДП-104А в азотной плазме. Определен расчетным путем ресурс работы катода и анода. Проведено обследование условий и показателей работы 178 катодов. Исследована возможность применения природного газа для защиты вольфрамового катода. Подтверждено повышение ресурса работы катода до паспортного значения.

Ключевые слова: электродуговой плазматрон, анод, катод, азотная плазма, эрозия, моделирование, защита вольфрамового термокатода, природный газ.

MODELLING AND PILOT STUDY OF THE EROSION OF ELECTRODES OF PLASMATRON EDP-104A IN NITRIC PLASMA

Galevskiy G.V.¹, Rudneva V.V.¹, Orshanskaya E.G.¹, Galevskiy S.G.², Mishne I.³

¹*Siberian state industrial university,*

Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru

²*St. Petersburg Mining University,*

St. Petersburg, Russia, sgalevskii@gmail.com

³*Company EST – Environmental System & Treatment,*

Omer, Israel, hello@sncentral.org

Abstract. Modeling and pilot studies of an erosion of electrodes of plasmatron EDP-104A in nitric plasma are conducted. The resource of operation of the cathode and anode is defined in the settlement way. Examination of conditions and indicators of operation of 178 cathodes is conducted. The possibility of use of natural gas for protection of the tungsten cathode is investigated. Increase in a resource of operation of the cathode to passport value is confirmed.

Keywords: arc plasmatron, anode, cathode, nitric plasma, erosion, modeling, protection of the tungsten thermocathode, natural gas.

Целью настоящей работы является математическое моделирование процессов эрозии электродов плазматрона ЭДП-104А при работе их в азотной плазме и технологическое опробование природного газа для защиты вольфрамового катода и повышения ресурса его работы.

Моделирование процессов эрозии электродов плазматрона ЭДП-104А при работе их в азотной плазме

Обычно ресурс работы плазматрона принимается равным меньшему значению ресурса работы одного из электродов. Экспериментальное определение ресурса работы электродов весьма трудоёмко и затратно. В связи с этим ресурс работы анода и катода оценивался расчётным путём. Для этого сложный профиль изношенной части анода в месте привязки электрической дуги за уступом принимался подобным треугольнику (рисунок 1 а), а диаметр образующегося в катоде под воздействием дуги кратера – равным диаметру привязки дуги (ри-

сунок 1 б).

Объем материала анода, удаленного в результате эрозии, составит, м³:

$$V_{\text{э}} = 0,5 \cdot h \cdot \pi \cdot l \cdot (d_2 + h) \quad (1)$$

Принимая то, что $l = 3,6 \cdot 10^{-2}$ м; $d_2 = 12 \cdot 10^{-3}$ м; $h = 0,2 \cdot 10^{-2}$ м, тогда:

$$V_{\text{э}} = 0,5 \cdot 0,2 \cdot 10^{-2} \cdot 3,14 \cdot 3,6 \cdot 10^{-2} \cdot (12 \cdot 10^{-3} + 0,2 \cdot 10^{-2}) = 1,58 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3.$$

Продолжительность непрерывной работы анода из меди составит:

$$t_a = \frac{\rho_{\text{э}} \cdot V_{\text{э}}}{G_{\text{э}} \cdot I}, \quad (2)$$

где $\rho_{\text{э}}$ - плотность меди, $\rho_{\text{э}} = 8,9 \cdot 10^3$ кг/м³;

$G_{\text{э}}$ - удельная эрозия электрода, $G_{\text{э}} = 4 \cdot 10^{-12}$ кг/Кл;

I – сила тока дуги, А.

$$t_a = \frac{8,9 \cdot 10^3 \cdot 1,58 \cdot 10^{-6}}{4 \cdot 10^{-12} \cdot 200} = 4883 \text{ ч}$$

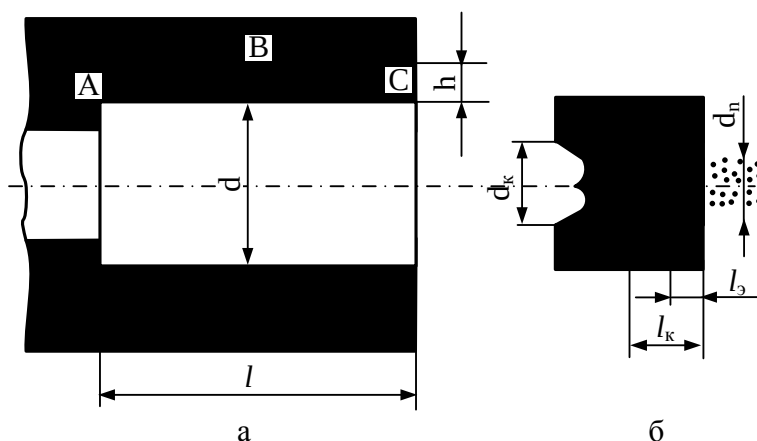


Рисунок 1 – Геометрические модели для расчета ресурса работы анода (а) и катода (б)

Определим ресурс катода. В качестве материала катода выбираем вольфрам. Диаметр катодной вольфрамовой вставки [6], м:

$$d_k = \frac{1,3 \cdot 10^{-4} \cdot I^{0,5}}{1 - 2,15 \cdot 10^{-2} \cdot I^{0,5}}, \quad (3)$$

$$d_k = \frac{1,3 \cdot 10^{-4} \cdot 200^{0,5}}{1 - 2,15 \cdot 10^{-2} \cdot 200^{0,5}} = 3 \cdot 10^{-3} \text{ м}.$$

Длина вставки должна быть меньше, либо равной диаметру, принимается $l_k = 0,003$ м. Допустимая глубина эрозии катода, м:

$$l_{\text{э}} = 0,3 \cdot l_k = 0,3 \cdot 0,003 = 0,1 \cdot 10^{-2} \text{ м}. \quad (4)$$

Диаметр образующегося в катоде под воздействием дуги кратера равен диаметру привязки дуги, м:

$$d_n = B \cdot I^{0,5}, \quad (5)$$

где B – коэффициент, равный для азота $1,6 \cdot 10^{-4}$ [1].

$$d_n = 1,6 \cdot 10^{-4} \cdot 200^{0,5} = 2,3 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Объем материала, удаленного в результате эрозии, составит, м³:

$$V_{\text{э}} = \frac{\pi \cdot d_n^2 \cdot l_{\text{э}}}{4}, \quad (6)$$

$$V_{\text{э}} = \frac{3,14 \cdot (2,3 \cdot 10^{-3})^2 \cdot 0,1 \cdot 10^{-2}}{4} = 0,42 \cdot 10^{-8}.$$

По формуле (2) рассчитываем время непрерывной работы катода, учитывая, что для вольфрама $\rho_{\text{э}} = 19,34 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$, $G_{\text{э}} = 2 \cdot 10^{-12} \text{ кг/Кл}$:

$$t_{\text{к}} = \frac{19,34 \cdot 10^3 \cdot 0,42 \cdot 10^{-8}}{2 \cdot 10^{-12} \cdot 200} = 56 \text{ ч.}$$

С использованием описанных выше геометрической модели и методами расчета ресурса работы катода для значений удельной эрозии $(0,4 - 3,0) \cdot 10^{-12} \text{ кг/Кл}$, соответствующей примерному содержанию кислорода в техническом азоте до 1 % об., получена расчетная зависимость ресурса работы катода от величины удельной эрозии, представленная на рисунке 2. Характер зависимости подтверждает описанный в работе [1] механизм эрозии вольфрамового термокатода в кислородсодержащей азотной плазме. Эрозия катода как результат воздействия опорного пятна дуги на его рабочую поверхность (многократное плавление, испарение и кристаллизация с возникновением термических напряжений с образованием сети трещин в глубине материала катода) и его эрозия как результат окисления с образованием оксидов вольфрама. По-видимому, реальным представляется снижение эрозии термокатода за счет ограничения содержания кислорода в техническом азоте.

Технологическое опробование природного газа для защиты вольфрамового термокатода плазмотрона ЭДП-104А

В условиях ООО «Полимет», реализующего технологии плазмосинтеза и плазмобработки в трехструйном плазмометаллургическом реакторе мощностью 150 кВт с использованием в качестве газа-теплоносителя азота технической чистоты, проведен анализ технологической документации, регистрирующей работу катодов (даты установки и замены) и определен средний ресурс для 2015, 2016, 2017, 2018 годов. При этом статистическая выборка составила катодов, шт.: 2015 – 42; 2016 – 48; 2017 – 39; 2018 – 45. Содержание кислорода в магистральном азоте в этот период изменялось в пределах 0,7 – 1,6 % об. При этом один и тот же катод мог работать в плазмобразующем газе с различным содержанием кислорода, что не позволило выявить зависимость ресурса от содержания кислорода. Распределение среднего ресурса катодов по годам представлено на рисунке 3. Средний ресурс катодов составил, час: 2015 г. – 63, 2016 г. – 51, 2017 г. – 58, 2018 г. – 64.

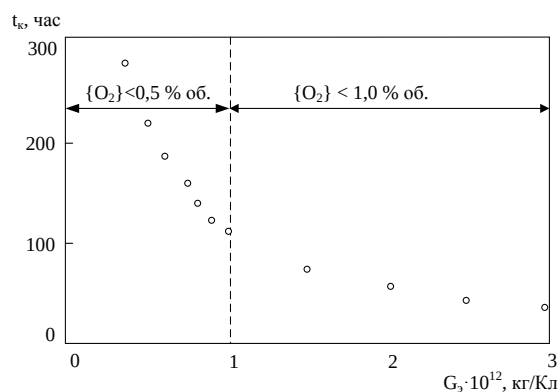


Рисунок 2 – Расчетная зависимость ресурса работы катода от удельной эрозии

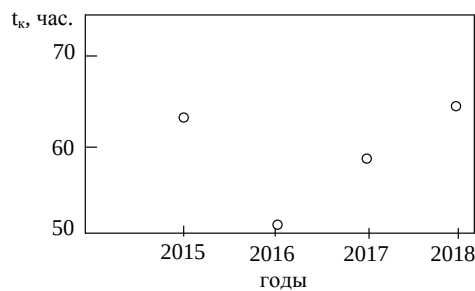


Рисунок 3 – Распределение среднего ресурса катодов по годам

Можно видеть, что средний ресурс катодов существенно ниже заявляемого паспортного значения (100 ч) и соответствует примерным значениям удельной эрозии $(1,8 - 2,2) \cdot 10^{-12}$ кг/л.

Проведенный анализ профильной научно-технической литературы выявил два возможных технологических варианта повышения ресурса работы катодов: 1) подготовка магистрального азота для использования в качестве плазмообразующего газа, включающая удаление влаги и кислорода в электрообогреваемых аппаратах колонного типа с хром-никелевой насадкой при температуре 500-600 °С, обеспечивающей остаточное содержание кислорода не более 0,01 % об. при нагрузке $(6 - 8) \cdot 10^{-4}$ м³/м²·с [2-4]; 2) использование в качестве плазмообразующего газа смеси технический азот – газообразный углеводород, например, природный газ, вводимый в количестве, необходимом для связывания кислорода в монооксид углерода [5]. Однако первый вариант не нашел широкого применения и освоен лишь на лабораторном уровне, а второй не был подтвержден технологически в реальных производственных условиях.

В связи с этим в условиях ООО «Полимет» проведено технологическое исследование работы катодов плазмотронов ЭДП-104А трехструйного реактора мощностью 150 кВт в газе-теплоносителе, содержащем азот технической чистоты с добавками природного газа, содержащего 94,0-96,0 % об. метана при токе дуги 200 А. В ходе исследований содержание кислорода в техническом азоте составляло (0,6 – 1,2) % об. Ресурс работы катодов определялся для трех составов плазмообразующего газа: N₂ + 1,0 % об. CH₄, N₂ + 2,0 % об. CH₄, N₂ + 3,0 % об. CH₄. Среднее значение соответствует стехиометрическому для реакции образования монооксида углерода при содержании кислорода в азоте ~1,0 % об. Результаты исследования представлены на рисунке 4 и в целом подтверждают технологическую целесообразность такого подхода: среднее значение ресурса возросло до 105 час. и достигается при содержании метана 2 – 3 % об.

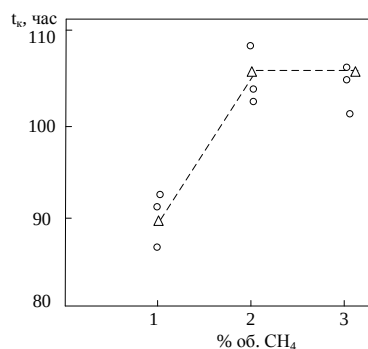


Рисунок 4 – Зависимость ресурса работы катодов от содержания метана в азоте ($\circ$, Δ – практические и средние значения)

Закключение.

1) Проведено моделирование процессов эрозии электродов плазмотрона ЭДП-104А при работе их в азотной плазме. Построены геометрические модели сложного профиля изношенных частей катода и анода. Для силы тока 200 А, содержании кислорода в азоте порядка 1 % об., значений удельной эрозии анода $4 \cdot 10^{-12}$ кг/Кл, катода $2 \cdot 10^{-12}$ кг/Кл ресурс работы анода составляет 4883 ч, т.е. фактически не ограничен, ресурс катода – 56 ч, что ниже паспортных данных (100 час.). Анализ расчетной зависимости ресурса работы катода от удельной эрозии показывает, что удовлетворительный ресурс 100 – 200 час. может быть достигнут при величине удельной эрозии (0,4 – 1) кг/Кл, что соответствует содержанию кисло-

рода значительно меньше 0,5 % об.

2) В условиях ООО «Полимет» проведено обследование условий и показателей 174 катодов плазмотронов ЭДП-104А за период 2015 – 2018 гг., достигнутых при работе в магистральном азоте с содержанием кислорода (0,7 – 1,6) % об. Средний ресурс работы катодов составил 59 час., что существенно ниже заявляемого паспортного значения (100 час.) и соответствует примерным значениям удельной эрозии $(1,8 - 2,2) \cdot 10^{-12}$ кг/Кл.

3) В условиях ООО «Полимет» проведено исследование работы катодов плазмотронов ЭДП-104А реактора мощностью 150 кВт в газе-теплоносителе, содержащем азот, кислород (0,6 – 1,2) % об. и природный газ (метана до 94,0-96,0 % об.) (1 – 3) % об. Подтверждено повышение среднего значения ресурса работы катодов до 105 час. при содержании метана в газе-теплоносителе 2 – 3 % об., что свидетельствует о технологической целесообразности введения газообразных углеводородов в состав плазмообразующей азот-кислородной смеси для связывания кислорода в монооксид углерода.

Библиографический список

1. Жуков М.Ф. Плазмотроны. Исследования. Проблемы / М.Ф. Жуков [и др.]. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 1995. – 202 с.
2. Ноздрин И.В. Борид хрома – нанотехнологии, свойства, применение : монография / И.В. Ноздрин, В.В. Руднева, Г.В. Галевский. – Саарбрюкен (Германия) : LAP LAMBERT Academic Publishing, 2014. – 233 с.
3. Ноздрин И.В. Теплотехнические, ресурсные и технологические характеристики плазмометаллургического реактора для обработки и производства тугоплавких материалов / И.В. Ноздрин [и др.] // Вестник машиностроения. – 2012. - № 12. – С. 78-83.
4. Ноздрин И.В. Определение ресурса работы плазмотронов плазмометаллургического реактора / И.В. Ноздрин [и др.] // Metallurgia : технологии, управление, инновации, качество : сб. тр. Всерос. науч.-практ. конф. – СибГИУ. - Новокузнецк, 2011. – С. 119 – 123.
5. Пат. на ПМ № 107740 РФ, МПК H05B 7/18, H05H 1/24. Электродуговой подогреватель газа азотно-кислородной смеси для трейструйного прямооточного химико-металлургического реактора / И.В. Ноздрин [и др.]. – СибГИУ. - № 2011112115, заяв. 30.03.2017 ; опубли. 10.08.2011. Бюл. № 22. – 1 с.

УДК 661.665:621.793.3

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЛАЗМООБРАБОТКИ КАРБИДА КРЕМНИЯ

Галевский Г.В.¹, Руднева В.В.¹, Галевский С.Г.²,
Черновский Г.Н.³, Крушенко Г.Г.⁴, Стафеев Л.⁵, Черепанов А.Н.⁶

¹Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

²Санкт-Петербургский горный университет,

г. Санкт-Петербург, Россия, sgalevskii@gmail.com

³АО «ЕВРАЗ ЗСМК»,

г. Новокузнецк, Россия, grex2141@mail.ru

⁴ФИЦ КНЦ Институт вычислительного моделирования СО РАН,

г. Красноярск, Россия, genry@icm.krasn.ru

⁵NeomatCo, Саласпилс, Латвия, neomat@neomat.lv,

⁶ИТПМ СО РАН, г. Новосибирск, Россия, ANCHER@itam.nsc.ru

Аннотация. Проведено моделирование взаимодействия потоков газа-теплоносителя и сырья при плазмообработке микропорошка карбида кремния, включающее термодинамическое моделирование высокотемпературных взаимодействий в системах Si – C – N, Si – C – H – N и математическое моделирование теплообмена сырьё – плазма. Определена возмож-

ность образования карбида кремния по газофазным реакциям при условии газификации углерода в интервале температур 3000 – 4000 К. Установлено, что полное испарение карбидных частиц микроразмерного диапазона возможно в плазменном потоке с начальной температурой 5400 К.

Ключевые слова: плазмообработка, карбид кремния, микропорошок, термодинамический анализ, теплообмен плазма - сырье.

MODELLING OF PROCESS PLASMA PROCESSING OF SILICON CARBIDE

Galevskiy G.V.¹, Rudneva V.V.¹, Galevskiy S.G.²,
Chernovsky G.N.³, Krushenko G.G.⁴, Stafetskis L.⁵, Cherepanov A.N.⁶

¹*Siberian state industrial university,
Novokuznetsk, Russia, kafmet@sibsiu.ru*

²*St. Petersburg Mining University,
St. Petersburg, Russia, sgalevskii@gmail.com*

³*JSC «EVRAZ ZSMK», Novokuznetsk, Russia, grex2141@mail.ru*

⁴*FITS KNTS Institute of computing modeling of the Siberian Branch
of the Russian Academy of Science, Krasnoyarsk, Russia, genry@icm.krasn.ru*

⁵*NeomatCo, Salaspils, Latvia, neomat@neomat.lv*

⁶*ITPM Siberian Branch of the Russian Academy of Science,
Novosibirsk, Russia, ANCHER@itam.nsc.ru*

Abstract. The modeling of interaction of streams of gas heat carrier and raw materials at plasma processing of silicon carbide micropowder including thermodynamic modeling of high-temperature interactions in systems Si – C – N, Si – C – H-N and mathematical modeling of heat exchange raw materials – plasma is carried out. The possibility of formation of silicon carbide is determined by gas-phase reactions under a condition of gasification of carbon in the range of temperatures 3000 – 4000 K. It is established that full evaporation of carbide particles of microdimensional range is possible in a plasma stream with a reference temperature of 5400 K.

Keywords: plasma processing silicon carbide, micropowder, the thermodynamic analysis, heat exchange plasma - raw materials.

Введение

Специфика термомеханических, электрофизических, физико-химических свойств карбида кремния предопределяет следующие направления его традиционного и перспективного применения:

- материалы на связках, представляющие собой гетерогенные композиции, в которых зерна карбида кремния цементированы связками, отличающимися по своему составу и физико-химическим свойствам от основной фазы;
- керамика (конструкционная и функциональная);
- композиционные материалы и покрытия;
- поверхностное модифицирование материалов;
- модифицирование сплавов;
- модифицирование полимеров;
- красочные составы специального назначения.

При этом к размерночувствительным областям могут быть отнесены производство конструкционной керамики, электроосаждение композиционных покрытий, поверхностное и объемное модифицирование металлических и полимерных материалов, создание новых красочных составов специального назначения.

Наряду с отмеченными областями в связи с постоянным ростом цен на синтетические алмазы для разнопрофильного абразивного инструмента активно исследуются возможности

замены их в ряде случаев ближайшим кристаллографическим аналогом – карбидом кремния. При этом технологически более целесообразно использование карбида кремния в виде порошковой композиции, содержащей частицы микро- и наноразмерных диапазонов. Однако известные способы смешивания порошков не позволяют решить эту задачу. Смесь нано- и микрочастиц карбида кремния может быть получена при плазменном модифицировании особо тонкого микрошлифпорошка карбида.

В связи с этим целью настоящей работы является моделирование взаимодействия плазменного и сырьевого потоков при плазмообработке карбида кремния.

Плазмообработка при получении высокотемпературных соединений включает следующие стадии: генерацию плазменного потока, введение в него компонентов сырья и их смешивание, нагрев и изменение их состояния (для твердого – плавление), формирование реакционной парогазовой смеси требуемого состава, образование и конденсация целевого продукта, формирование его дисперсного состава при коалесценции и коагуляции, принудительное охлаждение и выделение его из потока. Высокие скорость движения и температура газа – теплоносителя, достигающие 60 м/с и 5500 К соответственно, определяют крайне ограниченное время эволюции сырья в целевой продукт, оцениваемое для условий трехструйного проточного реактора в 20-30 мс. Быстротечность процесса, протекающего в малом реакционном пространстве объемом порядка 0,002 м³, фактически исключает экспериментальное исследование отдельных стадий процесса, выявление их точных геометрических, температурных и скоростных профилей и границ. В таких условиях весьма важным становится накопление и использование технологической информации прогнозного характера, получаемой при моделировании взаимодействия сырьевого и плазменного потоков.

Как правило, это направление исследований включает:

- моделирование высокотемпературных взаимодействий в выбранных для анализа многокомпонентных системах, позволяющее оценить термодинамическую возможность реализации процессов образования тех или иных высокотемпературных соединений;
- моделирование теплообмена сырья с плазменным потоком, обеспечивающее прогнозирование энергетических режимов его эффективной переработки.

Моделирование высокотемпературных взаимодействий в карбидообразующих системах Si – C – N, Si – C – H – N

Плазмометаллургические процессы получения высокотемпературных соединений имеют следующую специфику, требующую обязательного методологического учета при проведении их термодинамического моделирования:

- крайне ограниченное время пребывания дисперсного сырья в зоне испарения и реакционной смеси в зоне образования целевого продукта в потоке газа – теплоносителя с температурой 5500-2000 К, составляющее несколько микро- и миллисекунд соответственно, что позволяет предположить главенствующую роль температурного фактора над временным и, следовательно, возможность достижения равновесия;
- высокую реальность образования в анализируемых условиях целевых продуктов при взаимодействиях в газовой фазе или с её участием;
- необходимость реализации плазменного процесса в системах, состоящих из нескольких химических элементов, вводимых с перерабатываемым сырьем и плазмообразующим газом и образующих многофазные и многокомпонентные системы, определяет безусловное применение при проведении термодинамического моделирования компьютерных технологий.
- особая важность результатов термодинамического моделирования плазменных процессов при отсутствии реальной возможности описания их кинетических закономерностей и механизма с достаточной достоверностью;
- прогнозный характер результатов термодинамического моделирования плазменных процессов, что позволяет рассматривать их как технологические ориентиры, требующие экспериментального подтверждения.

Цели, задачи и методика моделирования

Термодинамическое моделирование плазменных процессов модифицирования проведено 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 модифицирования в качестве кремнийсодержащего сырья карбида кремния и плазмообразующего газа – азота объектами исследования являлись системы Si-C-N и Si-C-H-N. Следует отметить, что системы Si-C-H-N и Si-C-O-H-N анализировались авторами работ [1 – 3], но применительно к условиям использования в качестве восстановителя и карбидизатора пропана и без учета в [3] возможности образования в газовой фазе таких соединений, как HCN, Si₂C, SiC₂, углеводородных радикалов типа C₂H, C₃H и ряда других. Поэтому использование имеющихся данных о равновесных составах этих систем не представляется возможным вследствие существенного отличия соотношения компонентов по сравнению с достигаемыми в исследуемых плазменных процессах.

Необходимые для анализа равновесные составы газообразных и конденсированных продуктов синтеза рассчитывались "константным" методом [4, 5]. «Константный» метод основан на совместном решении следующих уравнений: закона действующих масс, материального баланса, суммарного числа молей газовой смеси, существования конденсированной фазы, закона Дальтона. 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. Температурная зависимость составов продуктов взаимодействия для исследуемых систем рассчитывалась с использованием программ компьютерного моделирования «PLASMA» (ИХТТМ СО РАН – СибГИУ).

Термодинамика высокотемпературных взаимодействий в системах Si-C-N и Si-C-H-N

Анализ систем Si-C-N, Si-N, Si-C-H-N выполнен с учетом возможности существования в газовой фазе компонентов системы C-H-N, Si, Si⁺, Si₂, Si₃, SiH, SiH₂, SiH₃, SiH₄, SiN, SiC, SiC₂ [4], Si⁻, Si₂C₂, Si₃C [6], Si₂N [7], конденсированной – Si, Si₃N₄, SiC, C [8]. Результаты расчетов представлены на рисунках 1, 2.

В системе Si-C-N (рисунок 1), отвечающей условиям процесса модифицирования карбида кремния, карбид образуется в основном по реакции 1, реализация которой в условиях плазменного потока представляется кинетически маловероятной.

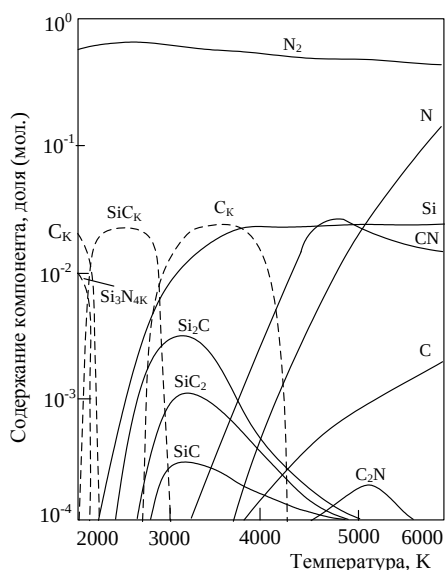
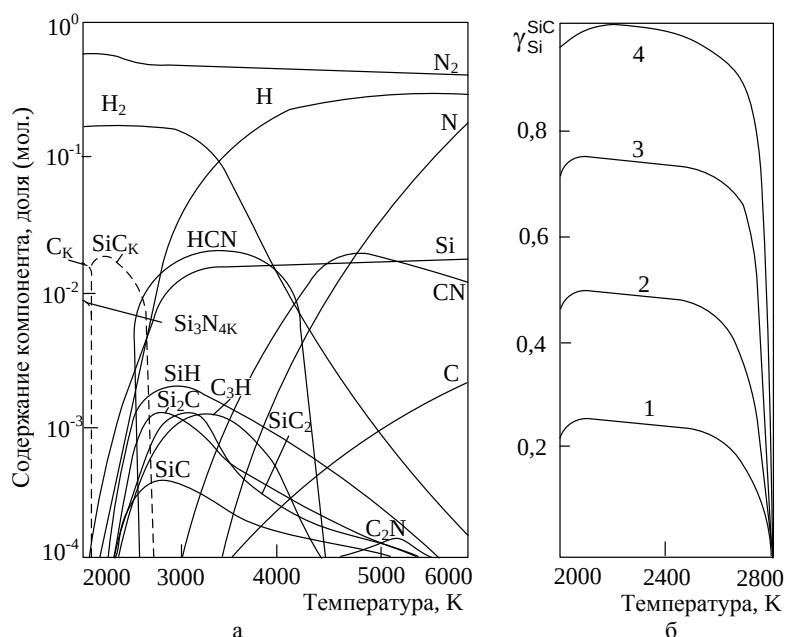


Рисунок 1 – Равновесные составы газовой и конденсированной фаз системы Si-C-N при соотношении Si:C:N = 1:1:60

Введение в систему водорода делает возможным развитие процесса карбидообразования по газофазной реакции (2) с участием циановодорода в соответствии с закономерностями высокотемпературных взаимодействий в системе Si-C-H-N (рисунок 2).



а) равновесные составы газовой и конденсированной фаз в зависимости от температуры при соотношении (4) Si:C:H:N = 1:1:12:60
 б) зависимость степени превращения Si в SiC от соотношения Si: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

Результаты термодинамических расчетов для системы Si-C-H-N приведены на рисунке 2 а, б. 100 %-ное превращение кремния в карбид достигается уже при стехиометрическом соотношении компонентов (рисунок 2 б).

Проведенный термодинамический анализ систем Si-C-N и Si-C-H-N подтверждает, что в процессе плазменного модифицирования карбида кремния использование азотно-водородной плазмы представляется обязательным условием, обеспечивающим газификацию углерода в широком интервале температур и газофазный характер реакций карбидообразования.

Моделирование теплообмена плазменного и сырьевого потоков

Моделирование теплообмена плазменного и сырьевого потоков проведено с целью прогнозирования условий эффективной «газификации» порошкообразного сырья: термодинамических и теплофизических свойств плазмы и сырья, начальной температуры плазмы, крупности, массовой расходной концентрации и скорости ввода сырья.

Основные этапы развития математического моделирования процессов обработки дисперсного сырья применительно к условиям трехструйного прямоточного реактора подробно описаны в работах [10, 11]. Их анализ позволяет отдать предпочтение математической модели взаимодействия плазменного и сырьевого потоков А.Л. Мосса – И.С. Букова. Модель достаточно хорошо адаптирована к условиям трехструйного прямоточного реактора: учитывает вынужденную турбулизацию плазменного потока, влияние дисперсного сырья и теплоизоляции канала на теплообмен плазма-стенка реактора, изменение коэффициентов теплоотдачи от плазмы к стенке канала и от плазмы к дисперсному сырью по длине реактора. Положительный опыт применения этой модели изложен в работах [10, 11]. В основе модели – решение тепловой задачи нагрева, плавления и испарения частиц порошкообразного сырья при движении его в турбулентном высокоскоростном газовом потоке, истекающем в охлаждаемый канал.

При построении модели приняты следующие допущения: среда является двухскоростной и двухтемпературной, т.е. в каждой точке имеются две скорости (скорость газа и скорость

частицы) и две температуры (температура газа и температура частицы); давление создается только газом; гравитационные и электрические силы отсутствуют; частицы являются сферами одного и того же радиуса, не взаимодействуют между собой и стенками реактора, равномерно распределены по его поперечному сечению, занимают пренебрежительно малый объем и имеют температуру, равную их среднemasсовой; температура и скорость плазменного потока в поперечном сечении реактора одинаковы и равны среднemasсовым; нагрев и испарение равномерны по объему частицы; начальное сечение реактора $x = 0$ соответствует точке соударения плазменных струй и сырьевого потока. Поэтому рассматриваемая тепловая задача не имеет точного решения, а результаты моделирования носят прогнозный характер.

Начальные условия решения соответствуют: $x = 0$: $T = 0$. Граничные условия соответствуют следующим: диаметр реактора постоянен $D = \text{const}$; температура плазмы больше температуры частицы $T_g > T_p$, температуры плавления и испарения перерабатываемых материалов T_{pm} и T_{pr} .

Структурно модель состоит из 3-х блоков: блока (1) задания начальных условий; блока (2) изменения гидродинамических условий, описывающего движение частиц дисперсного сырья и плазменного потока; блока (3) изменения тепловых условий, описывающего теплообмен плазменного потока со стенками канала реактора и дисперсным сырьем. Модель базируется на использовании следующих уравнений:

1) Блок задания начальных условий. Ввод постоянных параметров и коэффициентов: ρ_p , C_p , λ_p , T_{p0} , T_{pm} , T_{pr} , ΔH_r , ΔH_m , N_1 , G_p , G_g , G_t , D , D_0 , d_p , x/D , f_p ;

2) Блок изменения гидродинамических условий, описывающий движение частицы и плазменного потока уравнениями:

$$\frac{d(\rho_g v_g)}{d\tau} = 0, \quad (2)$$

$$m \frac{dv_p}{d\tau} = C_d \rho_g \frac{(v_g - v_p)^2}{2} F_d + mg, \quad (3)$$

$$x = \int_0^{\tau} v_p d\tau, \quad (4)$$

$$D_c = D_0 + 1,4x, \quad (5)$$

3) Блок изменения тепловых условий, описывающий теплообмен плазменного потока со стенками канала реактора и дисперсным сырьем уравнениями:

$$\rho_g = f(T_g), \mu_g = f(T_g), C_g = f(T_g), \lambda_g = f(T_g), \rho_p = f(T_p), \mu_p = f(T_p), C_p = f(T_p), \lambda_p = f(T_p), \quad (6)$$

$$N_1 = Q_w + Q_N + Q_m + Q_R + Q_g, \quad (7) \quad G_g(H_{1g} - H_{2g}) = q_{wp} \pi D \Delta x + \alpha_p (T_g - T_p) S_p d\tau, \quad (8)$$

$$S_p = \frac{G_p f_p}{\rho_p d_p}, \quad (9)$$

$$q_{wp} = St(N_1 - H_w \cdot G_g) \frac{4\Delta x}{D} \cdot \varepsilon_{wp}, \quad (10)$$

$$\varepsilon_{wp} = 0,945(\beta \cdot 10^4)^{-0,125} \quad (11)$$

$$St = 0,70 Re_{f,x}^{-0,422} \cdot Pr_{f,x}^{-0,05}, \quad (12)$$

$$Re_D = \frac{4G_g}{\pi \cdot D \cdot \mu_{f,x}}, \quad (13)$$

$$Re_x = \frac{4G_g \cdot x}{\pi \cdot D^2 \cdot \mu_{f,x}}, \quad (14)$$

$$St = \frac{q_w}{\rho_{f,x} \cdot v_{f,x} \cdot (H_{f,x} - H_{w,x})}, \quad (15)$$

$$Pr_{f,x} = \frac{C_{p_{f,x}} \cdot \mu_{f,x}}{\lambda_{f,x}}, \quad (16)$$

$$\alpha_p = \frac{Nu_p \lambda_g}{d_p \sqrt{f_p}}, \quad (17)$$

$$Nu_p = 2 \frac{\lambda_s}{\lambda_g} + 0,78 Re_p^{0,5} Pr^{0,33} \left(\frac{\rho_g \mu_g}{\rho_s \mu_s} \right)^{0,2}, \quad (18)$$

$$Re_p = \frac{(v_g - v_p) \rho_g d_p}{\mu_g}, \quad (19)$$

$$K_p = \frac{Q_R}{\Delta H_r \cdot G_p}, \quad (20)$$

$$C_{p1} \cdot G_p (T_{pm} - T_{p0}) + \Delta H_m \cdot G_p + C_{p2} \cdot G_p (T_{pr} - T_{pm}) + K_p \cdot \Delta H_r \cdot G_p = \alpha_p (T_g - T_p) S_p \Delta \tau, \quad (21)$$

В уравнениях (2 – 21) приняты следующие обозначения: m – масса частицы, кг; τ – время, с; ρ_g – плотность, кг/м³; v_g, v_p – скорость газа и частицы, соответственно, м/с; g – ускорение свободного падения, м/с²; C_d – коэффициент сопротивления сферической частицы; $F_d = \pi d_p^2 / 4$ – площадь поперечного сечения частицы, м²; d_p – диаметр частицы, м; D_0 – диаметр фурмы, м; x – осевая координата, м; T_g, T_p – среднемассовая температура потока и частиц, соответственно, К; C_g, C_p – удельная теплоемкость потока и частиц, соответственно, Дж/(кг·К); λ_g, λ_p – коэффициент теплопроводности потока и частиц, соответственно, Вт/(м·К); μ_g, μ_p – коэффициент динамической вязкости потока и частиц, соответственно, Па·с; N_1 – мощность, подводимая в реактор, кВт; Q_w, Q_N, Q_m, Q_R, Q_g – количество тепла: отдаваемое потоком плазмы стенкам реактора; затрачиваемое на нагрев, плавление и испарение сырья; отводящееся с плазмообразующим газом, кВт; G_g – массовый расход плазмообразующего газа, кг/с; H_{1g}, H_{2g} – удельная энтальпия газа в начале и в конце расчетного участка, кДж/кг; D – диаметр реактора, м; q_{wp} – тепловой поток от плазмы к стенке реактора на расчетном участке, Вт/м²; α_p – коэффициент теплоотдачи от плазменного потока к частицам дисперсного сырья на расчетном участке, Вт/(м²·К); S_p – площадь поверхности частиц, м²/с; f_p – коэффициент формы; St – число Стэнтона; H_w – удельная энтальпия газа при температуре стенки, кДж/кг; ε_{wp} – поправка на влияние концентрации дисперсного материала; f и x – индексы, соответствующие среднемассовой температуре потока и осевой координате; $\mu_{f,x}$ – коэффициент динамической вязкости; q_w – удельный тепловой поток, Вт/м²; $\rho_{f,x}$ – плотность, кг/м³; $v_{f,x}$ – скорость, м/с; $H_{f,x}$ – теплосодержание, кДж/кг; $C_{pf,x}$ – удельная теплоёмкость при постоянном давлении, Дж/(кг·К); s – условия на поверхности частицы; T_{p0} – начальная температура дисперсного материала, К; $\Delta H_m, \Delta H_r$ – соответственно, теплота плавления и испарения дисперсного материала, кДж/кг.

Моделирование обеспечивает при заданных характеристиках сырья $\rho_p, C_p, \lambda_p, T_{p0}, T_{pm}, T_{pr}, \Delta H_r, \Delta H_m$, параметрах работы реактора и процесса N_1, G_p, G_g, G_t (G_t – массовый расход

транспортирующего газа), геометрических параметрах реактора и частиц D , D_0 , d_p , x/D , f_p расчет следующих величин x , τ , T_g , T_p , T_w , v_g , v_p , K_p , α^* , β^* , γ^* (соответственно доля энергии, переданная газом стенке, частице и оставшаяся в газе).

Результаты расчета параметров эффективной плазмообработки порошкообразного карбида кремния

Расчеты выполнялись с использованием программы компьютерного моделирования «BIS-80/MSW» в соответствии со следующей блок-схемой (рисунок 3).

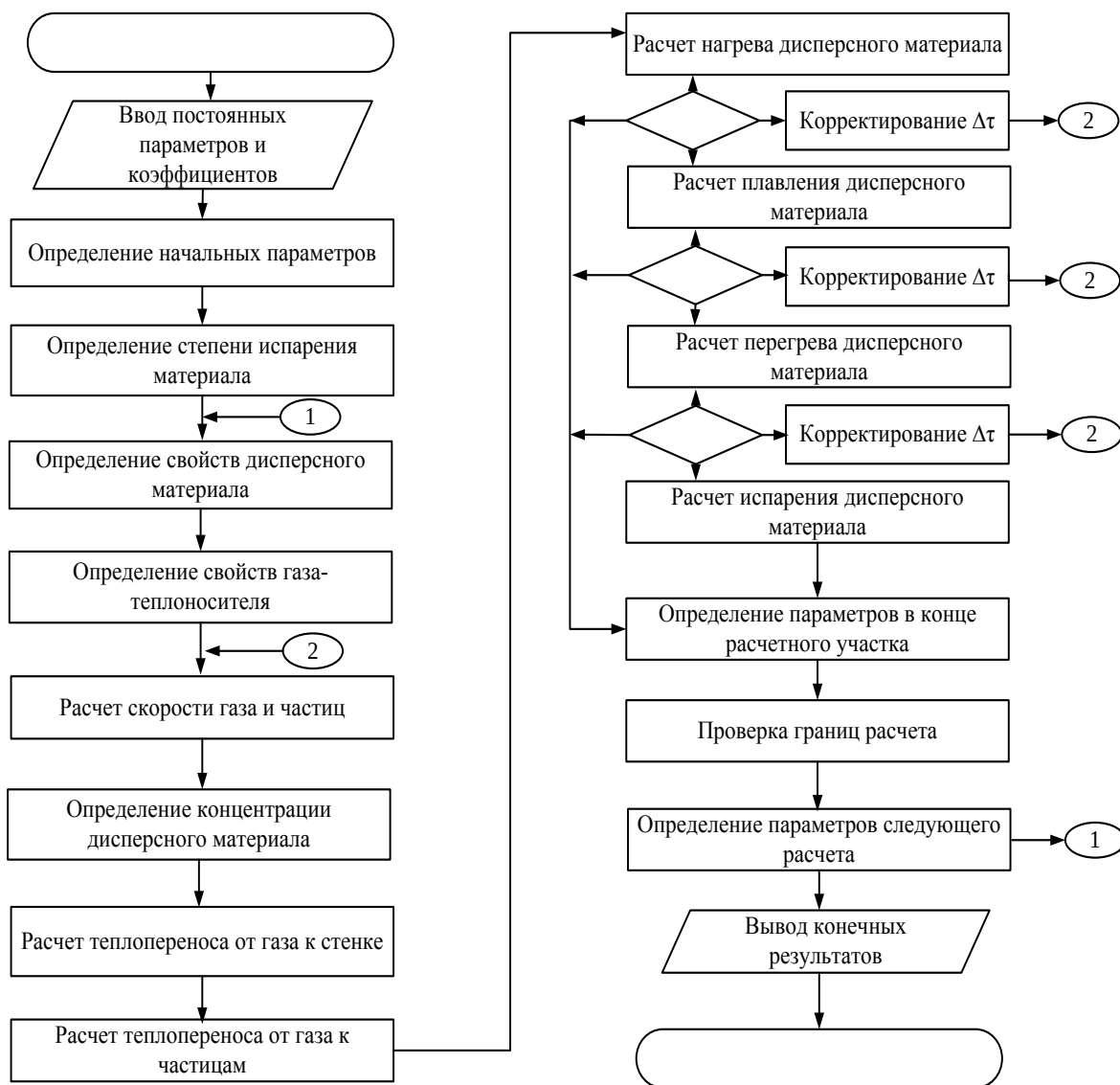


Рисунок 3 – Блок-схема программы расчёта

Для прогнозирования характеристик микропорошка карбида кремния и оценки гидродинамических и энергетических режимов его эффективной плазмообработки проведено модельно-математическое исследование влияния начальной температуры плазменного потока, крупности сырья и массовой расходной концентрации ($\mu_p = G_p / (G_g + G_p)$) на степень испарения. Результаты исследования приведены на рисунке 4. Исследования проводились для следующих режимов работы трехструйного прямоточного реактора: подведенной мощности 75 кВт и массового расхода плазмообразующего газа, составляющего $9 \cdot 10^{-3}$ кг/с. необходимые для расчетов данные о теплофизических свойствах карбида кремния взяты из [12 – 15].

Можно видеть, что высокая термическая устойчивость карбида кремния даже при экстремальных энергетических характеристиках потока ограничивает крупность частиц 3 мкм и массовую расходную концентрацию, составляющую для SiC 0,11.

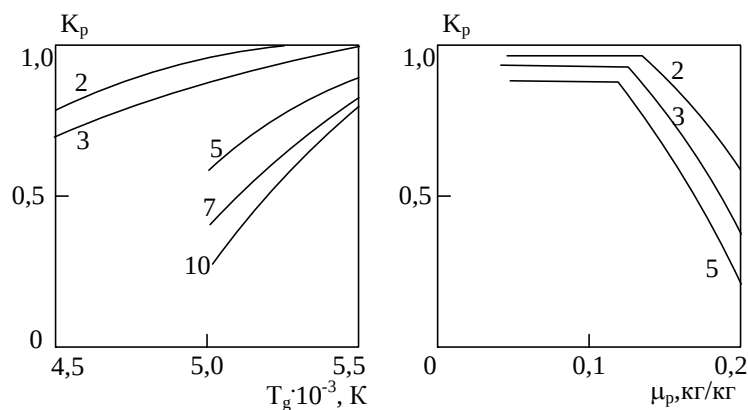


Рисунок 4 – Зависимость степени испарения частиц карбида кремния от начальной температуры плазменного потока и массовой расходной концентрации (2, 3, 5, 7, 10 – размер частиц, м · 10⁶, $\mu_p = 0,071$ кг/кг)

Заключение

Проведено моделирование взаимодействия плазменного и сырьевого потоков.

На основе анализа температурной зависимости равновесных составов газообразных и конденсированных фаз систем Si-C-N, Si-C-H-N определены условия карбидообразования для процессов модифицирования карбида кремния. Установлено, что процессы карбидообразования характеризуются следующими равновесными показателями и особенностями: степень превращения кремния в карбид SiC составляет 100 % в системах Si-C-N и Si-C-H-N; образование карбида SiC по газофазным химическим реакциям термодинамически возможно при формировании состава газовой фазы, обеспечивающего газификацию углерода в интервале температур 3000-4000 К; в процессах модифицирования карбида кремния использование азотно-водородной плазмы представляется обязательным условием, обеспечивающим газофазный характер реакций карбидообразования.

На основе многовариантного модельно-математического исследования теплообмена микропорошка карбида кремния и плазменного потока азота установлено, что при экстремальных энергетических параметрах потока, соответствующих начальной температуре 5400 К, возможно полное испарение частиц карбида кремния размером до 3 мкм.

Библиографический список

1. Галевский Г.В. Плазмохимический синтез тугоплавких карбидов и боридов – высокодисперсных компонентов композиционных материалов : дис.... док. тех. наук : спец. 05.17.01 : защищена 15.05.90 ; утв. 01.02.91 / Г.В. Галевский. – Ленинград, 1990. – 433 с. – Библиогр. С. 340-389. – 2348/10.
2. Жуков М.Ф. Плазмохимический синтез ультрадисперсных порошков и их применение для модифицирования металлов и сплавов / М.Ф. Жуков [и др.]. – Новосибирск : Наука, Сибирская издательская фирма РАН, 1995. – 344 с.
3. Ламихов Л.К. Термодинамический анализ системы Si-O-C-H-N / Л.К. Ламихов [и др.]. // Дисперсные кристаллические порошки в материаловедении : сб. науч. тр. / ИПМ АН УССР. - Киев, 1980. - С. 48-52.
4. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: справочник : в 4 т. / Под ред. В.П. Глушко. – М. : Наука, 1978-1982 гг.
5. Сурис А.Л. Термодинамика высокотемпературных процессов : справочник / А.Л. Сурис. – М. : Metallurgy, 1985. – 568 с.
6. Данилова Т.Г. Вычисление термодинамических функций индивидуальных веществ при расчетах на ЭВМ высокотемпературных химических процессов / Т.Г. Данилова, В.В. Калмыков, В.Л. Климов. - М. : ЦНИИТИ, 1979. - 146 с.
7. Рождественский И.Б. Коэффициенты аппроксимации термодинамического потенциала для веществ, образованных атомами Al, B, C, Ca, Cl, Cu, F, H, K, Li, Mg, Na, N, O, P, S, Si, Ti в температурном интервале до 6000 К / И.Б. Рождественский, В.Н. Гутов, Н.А. Жигуль-

ская. // Теплофизические свойства химически реагирующих гетерогенных смесей : сб. науч. тр. / НИИ Мин. энергетики СССР. - М., 1973. - С. 88-92.

8. Термодинамические и теплофизические свойства продуктов сгорания : справочник : в 3 т. / Под ред. В.П. Глушко. - М. : ВИНТИ, 1971 1973 г.г.

9. Косолапова Т.Я. Неметаллические тугоплавкие соединения / Т.Я. Косолапова [и др.]. - М. : Металлургия, 1985. - 224 с.

10. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния: монография : в 3 т. / науч. Ред. Г.В. Галевский; дополнительный том. Плазмометаллургическое производство карбида кремния: развитие теории и совершенствование технологии / В.В. Руднева. - М.: Флинта: Наука, 2008. - 387 с.

11. Моссэ А.Л. Обработка дисперсных материалов в плазменных реакторах/А.Л.Моссэ, И.С. Буров. - Минск: Наука и техника, 1980. - 208с.

12. Электронный каталог России [Электронный ресурс], URL: [www.wikipedia.org/wiki/Титан_\(элемент\)](http://www.wikipedia.org/wiki/Титан_(элемент)). (Дата обращения: 12.03.2019).

13. Кржижановский Р.Е. Теплофизические свойства неметаллических материалов: справочник/ Р.Е. Кржижановский, З.Ю. Штерн. - Л.: Энергия, 1973. - 333с.

14. Свойства элементов: справочник в двух частях. Ч.1. Физические свойства/ Под ред. Г.В. Самсонова. - М.: Металлургия, 1976. - 600 с.

15. Самсонов Г.В. Физико-химические свойства окислов: справочник/ Г.В. Самсонов [и др.]. - М.: Металлургия, 1978. - 472 с.

УДК 625.143.48

ИССЛЕДОВАНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ ОБРАЗУЮЩИХСЯ ПРИ КОНТАКТНОЙ СТЫКОВОЙ СВАРКЕ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ

Шевченко Р.А., Козырев Н.А., Усольцев А.А., Крюков Р.Е., Михно А.Р.

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

Аннотация. Для подтверждения предположения, что причиной снижения механических свойств полученных образцов является наличие неметаллических включений в металле сварного соединения исследовался состав неметаллических включений, образующихся при контактной сварке рельсовой стали. Химический состав включений, выявленных по месту сварного шва показал, что основными их составляющими являются оксиды кремния, марганца, характерные при образовании высокотемпературной окалины. Химический состав неметаллического включения, выявленного в металле, вне зоны шва, типичен для включений, образующихся при выплавке и свидетельствует о шлаковом характере его происхождения.

Ключевые слова: рельсы, контактная сварка, неметаллические включения.

RESEARCH OF THE NONMETALLIC INCLUSIONS WHICH ARE FORMED AT CONTACT BUTT WELDING OF RAIL STEEL

Shevchenko R.A., Kozyrev N.A., Usoltsev A.A., Kryukov R.E., Mikhno A.R.

Siberian state industrial university, Novokuznetsk, Russia, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru

Abstract. For confirmation of the assumption that existence of nonmetallic inclusions in metal of a weld joint is the reason of decrease in mechanical properties of the received samples the structure of the nonmetallic inclusions which are formed at contact welding of rail steel was investigated. The chemical composition of inclusions identified at the weld site showed that their main components are oxides of silicon, manganese and are characteristic for the formation of high-temperature scale.

The chemical composition of non-metallic inclusions found in the metal, outside the weld zone, is typical of inclusions formed during smelting and indicates the slag nature of its origin.

Keywords: rails, contact welding, nonmetallic inclusions.

Качество сварных швов рельсового металла зависит от большого количества различных факторов [1-6]. Исследования [7,8] по изучению влиянию режимов сварки с последующей изотермической выдержкой образцов из рельсовой стали, производимой путем пропускания импульсов переменного электрического тока после сварки, на качественные показатели сварного стыка показали, что у полученных сварных стыков наблюдаются низкие пластические свойства, вне зависимости от наличия закалочных структур в металле шва и зоне термического влияния. Наиболее вероятно, что снижение пластических свойств в данном случае происходит по причине несплошностей металла сварного соединения. Контактную стыковую сварку оплавлением рельсов выполняли на воздухе, при этом роль защитных газов играют интенсивно выделяющиеся пары окислов и свариваемого металла, образующиеся в стыке. В результате недостаточного газообразования возможно возникновение неметаллических включений, которые впоследствии должны в идеале выдавливаться в град при осадке и удаляться вместе с гратом. При несоблюдении режимов сварки возможно образование неметаллических включений в металле шва.

По данным работы [9] образование неметаллических включений в шве возможно при присутствии их в свариваемом рельсовом металле, причем в сталях, загрязнённых примесями, вероятность образования дефектов по линии сварки выше, чем в чистых сталях. Это обусловлено тем, что в слое жидкого металла на поверхности торцов происходит сегрегация примесей основного металла. Ввиду неравномерного выдавливания жидкого металла в процессе деформации торцов на отдельных участках, например в наиболее глубоких кратерах, происходит скопление жидкого металла и соответственно примесей. Такие участки имеют пониженные механические свойства. Кроме того, в ряде случаев наблюдаемые в изломах по линии сварки неметаллические включения, принимаемые обычно за дефекты сварки, являются в действительности пороками основного металла.

В данной работе проведено исследование неметаллических включений, образующихся при электроконтактной сварки рельсовой стали. Для сварки в лабораторных условиях, производилась вырезка образцов 90 мм × 30 мм × 10 мм из головки рельсов стали марки Э76ХФ. В дальнейшем производилась контактная стыковая сварка на машине МС-2008. Далее образцы разрезались перпендикулярно сварному шву на два образца электроэрозионным способом на электроэрозионном проволоочно-вырезном станке с ЧПУ струйного типа ДК7732 М11. Одна часть образца использовалась для испытания на растяжение. Второй образец готовился для металлографического анализа на неметаллические включения и структуру сварного соединения. Макроструктуру сварных стыков изучали после фрезерования и глубокого травления в 50 % водном растворе соляной кислоты. Микроструктуру исследовали с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-71 в светлом поле при диапазоне увеличений в 100 – 1000 крат после травления в спиртовом растворе азотной кислоты. Химический состав всех выявленных включений определяли на сканирующем электронном микроскопе MIRA 3.

Макроструктура сварных стыков представлена на рисунке 1. На макротемплетах сварных стыков в средней части наблюдается сварной шов в виде светлой полосы и зоны термического влияния (ЗТВ) по обе стороны от него. В зоне сварного соединения выявлены шлаковые включения в виде тёмнотравящихся полосок и точек (показано стрелками).

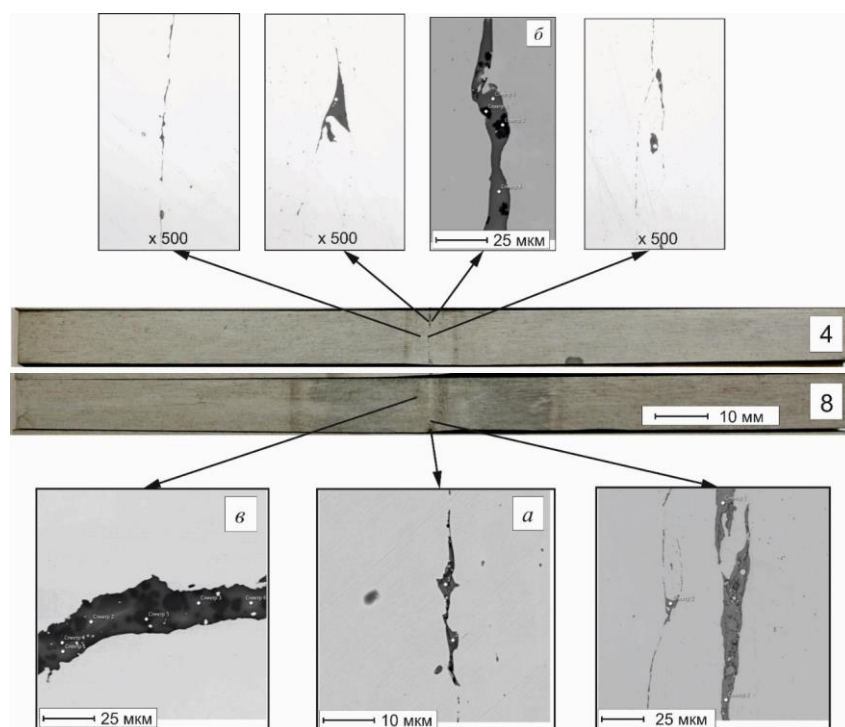
При просмотре нетравленых шлифов в зоне шва образцов выявлены однотипные, расположенные в вертикальном направлении светлые неметаллические включения силикатного характера, шириной до 35 мкм (рисунок 1а, 1б).

При исследовании образца №8 выявлена строчка силикатного включения протяжённостью 1,51 мм, расположенная в зоне деформации образовавшейся при осадке (рисунок 1 в).

Результаты количественного анализа включений образцов представлены в таблице 1. Представлен химический состав в отдельных указанных точках с названием «Спектр» и со-

ответствующим номером измерения. В таблице 1 данные точки обозначены номером измерения на соответствующем рисунке.

Анализ химического состава включений показал, что основными составляющими включений, расположенных по месту шва, являются оксиды кремния и марганца. Что характерно при образовании высокотемпературной окалины. Кроме основных окислов, в составе включений, в меньшем количестве (по мере снижения концентрации) присутствуют оксиды алюминия (на уровне 1-2 %), железа, титана, хрома. Состав неметаллического включения, выявленного вне зоны шва, типичен для неметаллических включений, образующихся в металле при выплавке. Основными соединениями являются оксиды кремния, алюминия, магния. По мере снижения концентрации во включении наблюдаются соединения марганца, натрия, кальция, титана и циркония. Приведённый химический состав включения свидетельствует о шлаковом характере происхождения выявленного неметаллического включения, образовавшегося при разливке.



а, б – неметаллическое включение в сварном соединении; *в* – в зоне термического влияния

Рисунок 1 – Неметаллические включения образцов № 4 и № 8

Таблица 1 – Химический состав неметаллических включений

Хим. элемент	Рисунок 1а		Рисунок 1б				Рисунок 1в					
	1	2	1	2	3	4	1	2	3	4	5	6
O	61,07	60,92	65,77	66,40	60,60	60,61	60,99	60,87	60,78	57,04	57,02	60,95
Al	1,03	1,67	0,23	-	2,16	2,47	8,49	8,74	7,98	27,92	27,9	8,07
Si	20,96	20,29	31,33	32,74	18,68	18,64	17,49	17,13	17,50	-	-	16,96
S	0,16	0,15	-	-	0,25	0,21	-	0,17	-	-	-	0,12
Ca	0,10	0,12	-	-	-	-	1,31	1,15	1,12	-	-	1,19
Na	-	-	-	-	-	-	1,74	2,09	1,70	-	-	1,53
Mg	-	-	-	-	0,34	0,30	5,06	5,64	6,72	13,94	13,96	6,13
Ti	0,22	0,28	0,09	0,07	0,75	0,76	0,75	0,65	0,60	0,12	0,09	1,16
Cr	0,26	0,26	-	-	0,36	0,33	-	-	-	-	-	-
Mn	14,89	14,88	0,64	0,33	16,02	15,97	2,81	2,24	2,39	0,78	0,82	2,70
Fe	1,30	1,43	1,95	0,47	0,84	0,71	0,34	0,28	0,30	0,19	0,19	0,30
Zr	-	-	-	-	-	-	0,58	0,54	0,52	-	-	0,48
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

При просмотре травленных шлифов от двух образцов №4 и №8 по месту шва, обезуглероженной зоны в виде ферритной сетки, образующейся, как правило, при оплавлении рельсовых торцов при сварке стыков не выявлено, что обусловлено, вероятно, ускоренным нагревом и малым сечением образцов (рисунок 2).

Микроструктура образца №4 на удалении до 2,5 мм от шва состоит из мелкодисперсного пластинчатого перлита (сорбита) с мелкими участками троостита. На расстоянии 2,5-4,5 мм наблюдается отпущенная структура скоагулированного сорбита. На удалении свыше 5 мм от шва микроструктура характерна для основного рельсового металла в термоупрочнённом состоянии.

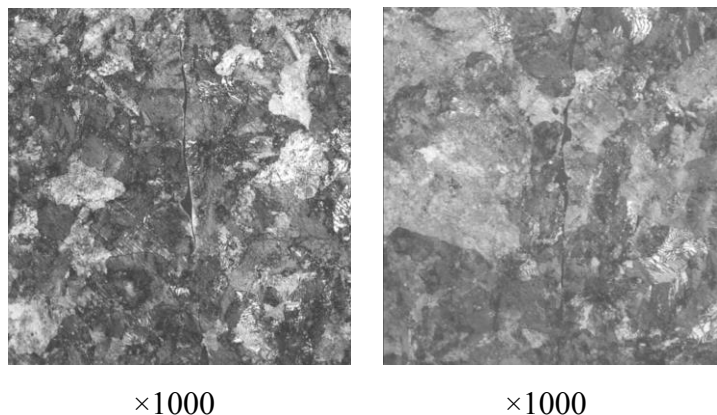


Рисунок 2 – Микроструктура металла сварного соединения образца № 4, $\times 1000$

При исследовании образца №8 отмечено наличие крупнозернистой структуры (2-3 номер шкалы ГОСТ 5639-82 Стали и сплавы. Методы выявления и определения величины зерна) в околосшовной зоне и микроструктуры с преобладанием мартенситной составляющей, характерной для перегретого металла (рисунок 3).

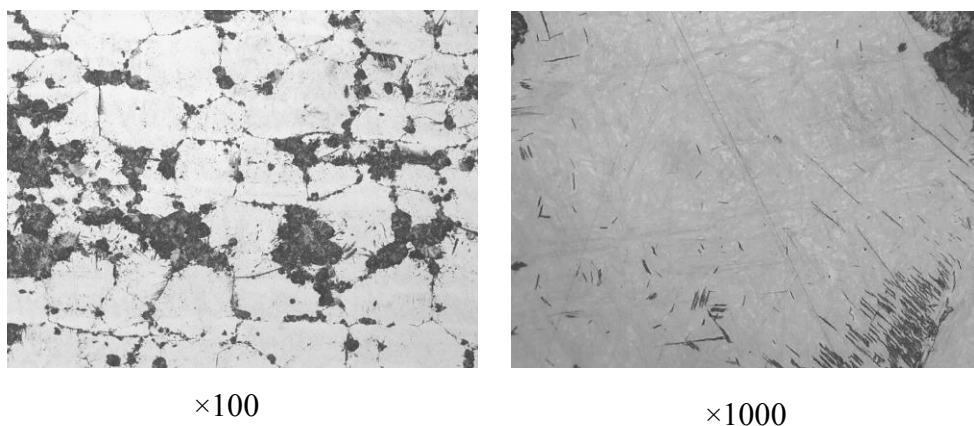


Рисунок 3 – Микроструктура металла сварного соединения образца № 8

Выводы: Химический состав включений, выявленных по месту сварного шва показал, что основными их составляющими являются оксиды кремния, марганца, характерные при образовании высокотемпературной окалины. Химический состав неметаллического включения, выявленного в металле, вне зоны шва, типичен для включений, образующихся при выплавке и свидетельствует о шлаковом характере его происхождения.

В микроструктуре шва обоих образцов ферритная сетка, характерная для рельсовых стыков, не выявлена, что вероятно обусловлено ускоренным их нагревом ввиду малого сечения образцов. Микроструктура образца № 4 на удалении до 2,5 мм от шва состоит из мелкодисперсного пластинчатого перлита (сорбита) с мелкими участками троостита. Далее до 4,5 мм структура представляет скоагулированный сорбит. Свыше 5 мм от шва микроструктура характерна для термоупрочнённого состояния рельсового металла.

В микроструктуре околосшовной зоны образца №8 наблюдается преимущественно мартенситная структура с небольшими участками троостосорбита, увеличивающихся по ме-

ре удаления от шва. Также в микроструктуре сварного соединения выявлена крупнозернистая структура (2-3 номер шкалы ГОСТ 5639-82) характерная для перегретого металла.

Библиографический список

1. Multi-factor regression analysis of the process of rails contact welding on K1000 machine / R A Shevchenko, N A Kozyrev, R E Kryukov, A O Patrushev, A A Usoltsev // Metallurgy2017. IOP Publishing IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 411 (2018) 012088| doi:10.1088/1757-899X/411/1/012088.
2. Методика определения электрического сопротивления рельсовой стали / В.А. Кузнецов, Р.А. Шевченко, А.А. Усольцев, Н.А. Козырев, Р.Е. Крюков // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. -2018 - Вып. 40 -С. 111-117.
3. Совершенствование технологии электроконтактной сварки и термообработки железнодорожных рельсов / Р.А. Шевченко, Н.А. Козырев, А.А. Усольцев, Р.Е. Крюков // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. -2018 - Вып. 40 -С. 63-68.
4. Методика исследования влияния режимов изотермического отжига при сварке рельсов откаточных путей горных выработок / Шевченко Р.Е., Козырев Н.А., Куценко А.И., Усольцев А.А., Куценко А.А. // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов: науч. журнал / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2018. - № 4. – с. 269-273.
5. Современные технологии сварки железнодорожных рельсов/ Н.А. Козырев, Р.А. Шевченко, А.А. Усольцев, Р.Е. Крюков, С.В. Князев // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018.– Вып.2 (1418). - С. 62-68.
6. Определение оптимальных режимов работы рельсосварочной машины K1000 / Р.А. Шевченко, Н.А. Козырев, А.О. Патрушев, С.Н. Кратко, П.Е. Шишкин / Вестник РАЕН (Западно-Сибирское отделение) -2017. - вып.20. -С. 118-126.
7. Разработка новой технологии сварки рельсов для высокоскоростного движения / Козырев Н.А., Шевченко Р.А., Крюков Р.Е., Усольцев А.А.// Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018.– Вып.8(1424). - С.50-57.
8. Новая технология сварки железнодорожных рельсов / Протопопов Е.В., Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Шевченко Р.А., Усольцев А.А. // Сб. Трудов. XV Международного конгресса сталеплавателей (г. Москва-Тула, 15-19 октября 2018г) – М: МОО «Ассоциация сталеплавателей», 2018. – С. 296-300.
9. Кучук-Яценко С. И. Контактная стыковая сварка непрерывным оплавлением: монография / С. И. Кучук-Яценко, В. К. Лебедев; – Киев. «Наукова думка», 1976. – 216 с.

УДК 669.14.018.28

РАЗРАБОТКА И ПРИМЕНЕНИЕ КОМПЛЕКСНОЙ МОДЕЛИ ПЛАЗМОСИНТЕЗА ДИБОРИДА ТИТАНА

Галевский Г.В.¹, Руднева В.В.¹, Оршанская Е.Г.¹, Ефимова К.А.²

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,*

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

²*Группа компаний «Сибирский проект»,*

г. Новокузнецк, Россия, efimovaksenia@mail.ru

Аннотация. Разработана комплексная многофакторная математическая модель плазмосинтеза диборида титана. Модель включает 3 подмодели: «Плазмогенерация», «Испарение сырья», «Боридообразование». Модель обеспечивает выполнение многовариантных исследовательских и инженерных расчетов технологических показателей плазмонепера-

ботки различных видов титансодержащего сырья, промпродуктов и отходов. Сходимость прогнозных и практических результатов для различных видов сырья составляет 10,4-12,9 %. Во всех случаях отмечаются более низкие значения практических данных по сравнению с расчетными, что обусловлено влиянием неизотермичности газа-теплоносителя.

Ключевые слова: плазмогенерация, испарение сырья, титан-борсодержащее сырье, модель, плазмосинтез, диборид титана, боридообразование, сходимость результатов.

DEVELOPMENT AND APPLICATION OF COMPLEX MODEL OF PLASMA SYNTHESIS OF THE TITANIUM DIBORIDE

Galevskiy G.V.¹, Rudneva V.V.¹, Orshanskaya E.G.¹, Efimova K.A.²

¹*Siberian state industrial university,
Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru*

²*Group of companies «Siberian Project»,
Novokuznetsk, Russia, efimovaksenia@mail.ru*

Adstract: The complex multiple-factor mathematical model of plasma synthesis of the titanium diboride is developed. The model includes 3 submodels: «Plazmogeneration», "Raw materials evaporation", «Boride formation». The model provides performance of multiple research and engineering calculations of technological indicators of a plasma processing of different types of titaniferous raw materials, promprodukt and waste. The convergence of expected and practical results for different types of raw materials is 10.4-12.9%. In all cases lower values of practical data in comparison with settlement are noted that is caused by influence of a nonisothermal of gas heat carrier.

Keywords: plazmogeneration, raw materials evaporation, the titan-boron-containing raw materials, model, plasma synthesis, titanium diboride, boride formation, convergence of results.

Для решения проектно-технологических задач и выполнения многовариантных исследовательских и инженерных расчетов эффективной плазмометаллургической переработки различных видов титансодержащего сырья, промпродуктов и отходов разработана комплексная модель боридообразования.

Классический подход к построению комплексной многофакторной детерминированной модели сложного металлургического процесса предполагает разделение его на составляющие подпроцессы и формирование соответствующих подмоделей на основе совместного решения описывающих их систем математических уравнений [1]. Учитывая, что решение уравнений проводится в условиях неизбежности целого ряда допущений, результаты моделирования носят прогнозный характер. Тем не менее, для исследования металлургических процессов математическое моделирование распространено достаточно широко, поскольку при соответствующем компьютерном программном обеспечении позволяет проводить многовариантные расчеты и обеспечивает накопление важной для технологического проектирования информации.

Для правильного построения комплексной модели необходима корректная по физико-химической сущности постановка задач, решаемых в рамках каждой подмодели. Из 7 составляющих плазмообработку порошкообразной шихты последовательно реализуемых технологических процессов (стадий), три стадии являются основными, определяющими качество диборида как товарного продукта. Это – 1) генерация высокоэнтальпийного потока газа-теплоносителя; 2) смешивание порошкообразного сырья с плазмой, его нагрев и испарение; 3) формирование реакционной боридообразующей смеси, образование TiB_2 и формирование его наночастиц как результат протекания процессов коалесценции и коагуляции. Это предопределяет возможность построения модели на основе трех подмоделей: «Плазмогенерация» (1); «Испарение сырья» (2); «Боридообразование» (3).

Подмодель 1 «Плазмогенерация» основана на использовании следующих расчетных зависимостей тепловых и газодинамических характеристик плазменных струй, генерируемых в плазмотронах, и плазменного потока, формирующегося в камере смешения реактора:

$$U = \frac{11044}{10^{0,03M}} \left(\frac{G}{I \cdot d_1} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (1)$$

$$\eta_n = [1 + 5,85 \cdot 10^{-5} \left(\frac{I^2}{G_g \cdot d_1} \right)^{0,27} \cdot \left(\frac{G_g}{d_1} \right)^{-0,27} \cdot (P_{N_2} \cdot d_1)^{0,3} \cdot \left(\frac{l_1}{d_1} + \frac{l_2}{d_2} \right)^{0,5}] \quad (2)$$

$$H_c = \frac{N_n \cdot \eta_n}{G_g} \quad (3)$$

$$T_c = f(H_c) \quad (4)$$

$$Re_c = \frac{v_c \cdot d_2 \cdot \rho_c}{\mu_c} \quad (5)$$

$$N = 3 \cdot P \cdot \eta_n \cdot \eta_{к.с} \quad (6)$$

$$H_n = \frac{N}{3G_g} \quad (7)$$

$$T_n = f(H_n) \quad (8)$$

$$Re_n = \frac{v_n \cdot d_3 \cdot \rho_n}{\mu_n} \quad (9)$$

В уравнениях (1-9) приняты следующие обозначения: N_n – заданная мощность плазмотрона, кВт; U – напряжение на дуге, В; I – ток дуги, А; M – молекулярная масса азота; G_g – массовый расход плазмообразующего газа в плазмотроне, кг/с; d_1 и l_1 – диаметр и длина дугового канала плазмотрона, м; d_2 и l_2 – диаметр и длина уступа плазмотрона, м; P_{N_2} – давление азота на выходе из плазмотрона, Па; H_c и H_n – удельная энтальпия плазменной струи и плазменного потока соответственно на выходе из анода плазмотрона и на входе в канал реактора, кДж/кг; T_c и T_n – среднемассовая температура плазменной струи и плазменного потока соответственно на выходе из анода плазмотрона и на входе в канал реактора, К; η_n , $\eta_{к.с}$ – тепловые КПД плазмотрона и камеры смешения, доли ед.; N – полезная мощность, подводимая к реактору, кВт; Re_c , Re_n – числа Рейнольдса, определенные для условий истечения плазменной струи из анода и вхождения плазменного потока в канал реактора; v_c , ρ_c , μ_c – скорость, плотность и вязкость плазменной струи при температуре T_c соответственно м/с, кг/м³, Па·с; v_n , ρ_n , μ_n – скорость, плотность и вязкость плазменного потока при температуре T_n соответственно м/с, кг/м³, Па·с.

Уравнения (1, 2) получены научной школой академика РАН М.Ф. Жукова [2] для работающего на азоте плазмотрона серии ЭДП-104А на основе обработки экспериментальных данных с использованием теории подобия. Подмодель обеспечивает прогнозирование тепловых и газодинамических характеристик формируемых в плазмотронах плазменных струй и формируемого в камере смешения при их соударении плазменного потока в зависимости от расхода плазмообразующего газа и подводимой к плазмотронам мощности.

Подмодель 2 «Испарение сырья» предложена А.Л. Моссэ и И.С. Буровым, основана на совместном решении уравнений движения сырья, межкомпонентного теплообмена и теплообмена плазменного потока со стенками реактора, обеспечивает прогнозирование энергетических режимов эффективной переработки различного титан-борсодержащего сырья. При этом учитывается зависимость степени испарения K_p от характеристики сырья (плотности ρ_p , удельной теплоемкости C_p , коэффициента теплопроводности λ_p , температур начальной T_{p0} , плавления T_{pm} , испарения T_{pr} , теплот плавления ΔH_m и испарения ΔH_r , диаметра частицы d_p и коэффициента её формы f_p) и параметров работы реактора и процесса (мощности, подводимой в реактор N , массового расхода плазмообразующего G_g и транспортирующего газа G_t , сырья μ_p , диаметров каналов реактора D и фурмы D_0)

$$K_p = f(\rho_p, C_p, \lambda_p, T_{pm}, T_{pr}, \Delta H_m, \Delta H_r, d_p, f_p, G_g, G_t, \mu_p, D \text{ и } D_0).$$

Подмодель 3 «Боридообразование» должна основываться на уравнениях, учитывающих

влияние кинетических факторов на выход (содержание в продуктах) диборида титана, и уравнениях, описывающих эволюцию дисперсности его частиц в условиях плазменного потока.

Кинетические уравнения должны быть составлены для наиболее вероятных реакций боридообразования. Однако проведение высокотемпературных кинетических расчетов применительно к процессам с участием конденсированной фазы в плазме атмосферного давления методами классической химической кинетики затруднено из-за отсутствия информации о наиболее вероятных реакциях боридообразования и полного отсутствия данных об их константах скоростей для исследуемой области температур. В связи с этим более реальным представляется макрокинетический подход, предполагающий выбор для подмодели полученных уравнений вида

$$[\text{TiB}_2], [\text{Ti}_{\text{своб.}}], [\text{B}_{\text{своб.}}], [\text{C}][\text{TiO}_2] = f(K_p, T_0, T_3, \{\text{H}_2\}, [\text{B}], \{\text{CH}_4\}) \quad (10)$$

Уравнения описывают зависимость содержания диборида титана в продуктах плазменной обработки от степени испарения сырья K_p , начальной температуры T_0 , температуры закалки T_3 , количества бора в шихте $[\text{B}]$, концентрации водорода в плазмообразующем газе $\{\text{H}_2\}$, количества восстановителя $\{\text{CH}_4\}$ для TiO_2 .

Полученные при изучении особенностей процесса боридообразования в условиях плазменного потока результаты свидетельствуют о высокой вероятности образования TiB_2 при кристаллизации титан-борсодержащего расплава - продукта борирования бороводородами металлического аэрозоля, формирующегося при объемной конденсации паров титана. Такое видение процесса боридообразования предполагает возможность формирования наночастиц по механизмам коалесценции и коагуляции, реализуемым в различных температурных зонах. Следовательно, изменение размеров частиц TiB_2 в этом случае происходит в объеме плазменного потока в интервале температур от конденсации паров титана до кристаллизации TiB_2 . Это предопределяет как минимум, двухэтапное рассмотрение этого сложного процесса. Однако проведенный анализ профильной научно-технической литературы в частности, работ [8, 9] свидетельствует о том, что до сих пор не разработана универсальная комплексная модель процесса конденсации, хотя и предложены варианты теоретического прогнозирования дисперсности твердых частиц конденсационного происхождения. Так, в работах [8, 9] выполнено теоретическое математическое моделирование процесса объемной конденсации для количественного прогнозирования дисперсности образующихся нанопродуктов. Однако модель не адаптирована к системе с химическими превращениями, не учитывает сложные неизотермические турбулентные течения в объеме плазменного потока, а расчетные уравнения предполагают использование целого ряда теоретически и экспериментально неопределимых коэффициентов. В работах [8, 9] отсутствуют проверка модели, результаты моделирования конкретных процессов, что ограничивает прикладную значимость достигнутых авторами результатов.

В работах [6-7] представлена трехмерная модель формирования наночастиц по коагуляционному механизму в плазменном реакторе с ограниченным струйным течением на базе электродугового плазмотрона. Математическое описание пространственной задачи формирования наночастиц в реакторе включает уравнения Навье-Стокса, усредненные по Рейнольдсу, уравнения транспорта термической энергии, учитывающие радиационный теплообмен для оптически непрозрачной среды, уравнения для функции распределения частиц по размеру, начальные и граничные условия. Программа моделирования процесса формирования наночастиц в плазменном реакторе реализована в среде программного комплекса ANSYS/CFX 12.1 с использованием программной платформы ANSYS Workbench.

При построении модели были приняты следующие допущения: время образования первичных частиц значительно меньше времени их коагуляционного роста в рабочей зоне реактора; рост частиц в этой зоне рассматривается не с образования зародышей, а с появления частиц размером 1 нм в зоне реактора, определяемой изотермой конденсации вещества частиц; рост наночастиц осуществляется в результате неупругих столкновений частиц, находящихся в жидком состоянии, то есть в температурной зоне, ограниченной температурами кристаллизации (затвердевания) T_{min} и кипения T_{max} .

С использованием разработанной модели были выполнены расчеты формирования

наночастиц W, Cu и Al_2O_3 – материалов с сильно различающимися температурами фазовых превращений – и проведена экспериментальная проверка их результатов. Установлено, что для повышения точности описания формирования наночастиц в процессах, характеризующихся значительными тепловыми эффектами (окисление Al), необходимо учитывать их вклад в баланс энергии, а при моделировании формирования наночастиц с низкой температурой плавления необходимо учитывать возможные процессы их спекания в слое. Достигнутые авторами работ [6, 7] результаты свидетельствуют, с одной стороны, о достаточно высоком уровне моделирования, а с другой – о необходимости адаптации модели к многокомпонентным системам с химическим взаимодействием, поиска решений, обеспечивающих при моделировании оценку вклада в укрупнение наночастиц как коалесценции, так и коагуляции.

Отмеченные выше и пока непреодолимые недостатки известных математических моделей формирования наночастиц в условиях плазменного потока побудили ряд исследователей к экспериментальному изучению температурной зависимости среднего размера частиц при их укрупнении [10-17]. Зондирование плазменного потока при различных температурах и исследование отобранных проб методами электронной микроскопии и БЭТ позволило получить температурную зависимость их дисперсности в виде

$$d = AT^{-m} \quad (11)$$

где d – средний размер частиц;

A – коэффициент, зависящий от физических свойств конденсата;

T – температура плазменного потока

Полученная авторами [17] подобная зависимость для получения в плазменном потоке TiB_2 из реакционной смеси ($\text{TiO}_2 + \text{B} + \text{C}_3\text{H}_8 + \text{C}_4\text{H}_{10}$) и интервала температур 2500-3200 К имеет следующий вид (d в м)

$$d = (1,46 \pm 0,025) \cdot 10^{-5} \cdot T^{-0,741 \pm 0,165} \quad (12)$$

Эта температурная зависимость принята в качестве расчетной для описания эволюции дисперсности TiB_2 .

Структура математической модели процессов боридообразования приведена на рисунке 1. Для моделирования процесса боридообразования создана компьютерная программа «Моделирование плазменного синтеза бориды титана», представляющая завершённый продукт с возможностью реализации на компьютерах класса IBMPC под управлением MS Windows и установленным Microsoft Accesses.

Язык программирования - Visual Basic for Application. Разработанная программа вместе с программами подмоделей 1 «Плазмогенерация» и 2 «Испарение сырья» образуют программное обеспечение комплексной математической модели процессов боридообразования, позволяющее осуществлять многовариантные исследовательские и инженерные расчеты параметров эффективной переработки различных титан-борсодержащих сырьевых материалов в диборид TiB_2 . Программа зарегистрирована в объединенном фонде электронных ресурсов «Наука и образование» РАО (свидетельство о регистрации электронного ресурса № 21506 от 07.12.2015) [18].

С использованием разработанной математической модели выполнены расчеты параметров плазменных струй и потока, условий эффективного испарения порошкообразного сырья и боридообразования, эволюции дисперсности боридных наночастиц, результаты которых представлены на рисунках 2 – 6. Можно видеть, что эффективность процессов боридообразования напрямую определяется условиями испарения сырья, газификации бора и пиролиза метана.

Точность разработанной модели оценивалась двумя методами:

- для варианта 1 ($\text{Ti} + \text{B} + \text{H}_2$) с использованием проверочной выборки, полученной при переработке в плазменном реакторе шихты, содержащей порошок титана марки ПТМ крупностью – 40 мкм;

- для варианта 2 ($\text{TiO}_2 + \text{CH}_4 + \text{B} + \text{H}_2$) путем сопоставления расчетной степени испарения TiO_2 и экспериментально определенной степени её восстановления в условиях плазменного потока; степень восстановления определялась по соотношению фактической и равновесной концентрации монооксида углерода в технологических газах.

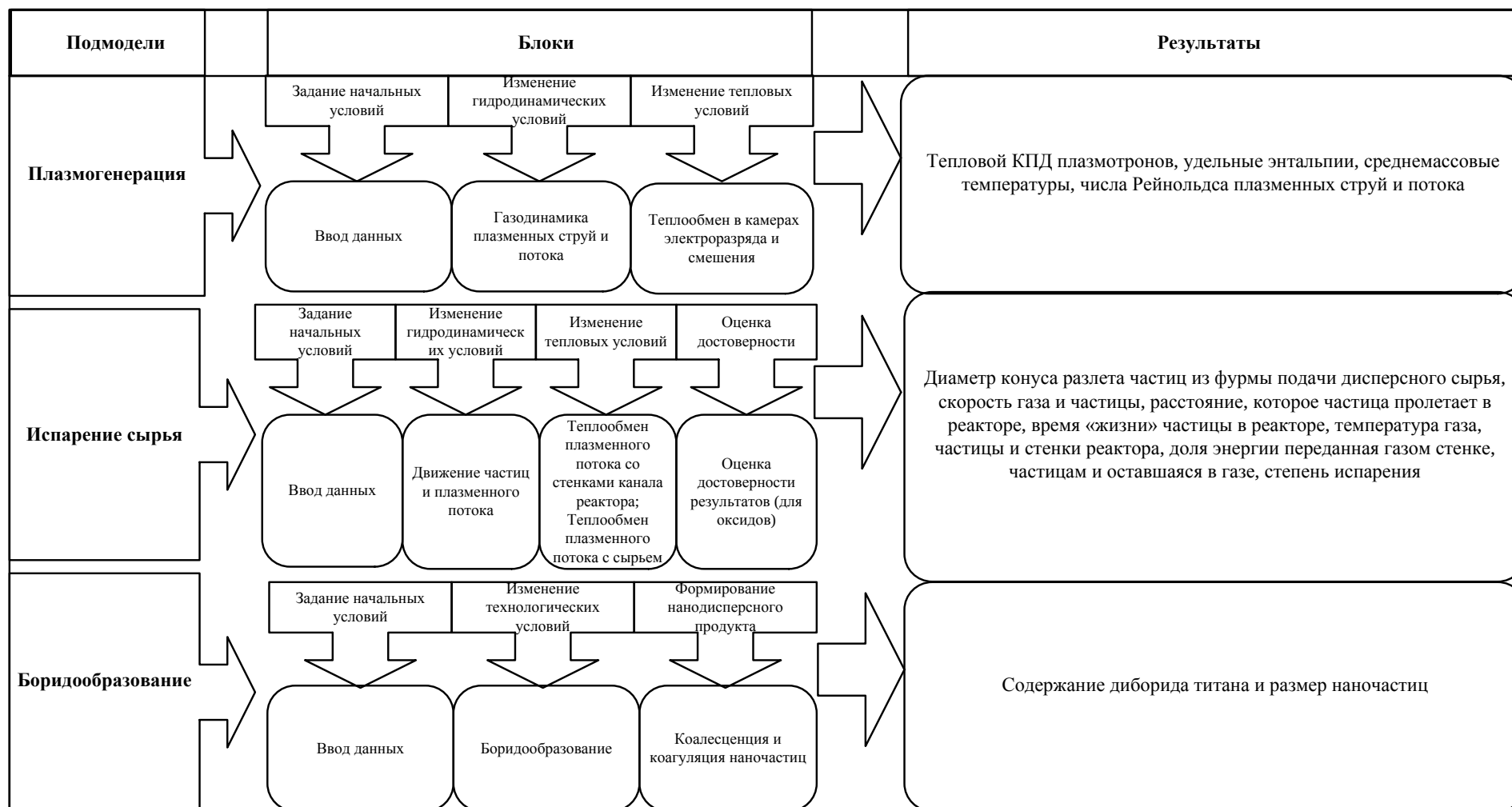


Рисунок 1 - Структура математической модели процессов боридообразования

Результаты оценки точности для варианта 1 приведены в таблице 1, а для варианта 2 в таблице 2 и подтверждают достаточную сходимость прогнозных и практических результатов. Во всех случаях отмечаются более низкие значения практических данных по сравнению с расчетными, что обусловлено, по-видимому, влиянием неизотермичности потока газа - теплоносителя.

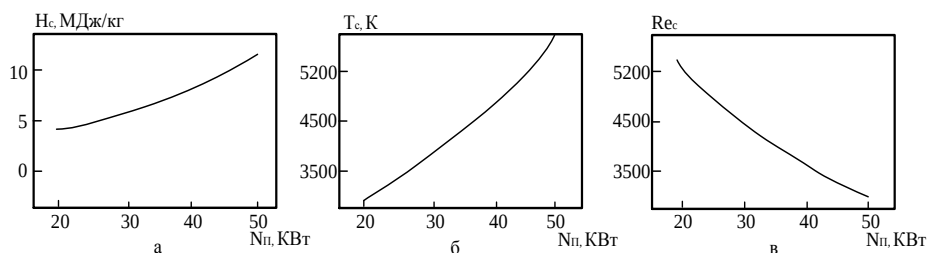


Рисунок 2 – Зависимость удельной энтальпии (а), среднemasовой температуры (б) и числа Рейнольдса (в) плазменной струи на входе в камеру смешения от мощности плазматрона ($G_g = 3 \cdot 10^{-3}$ кг/с)

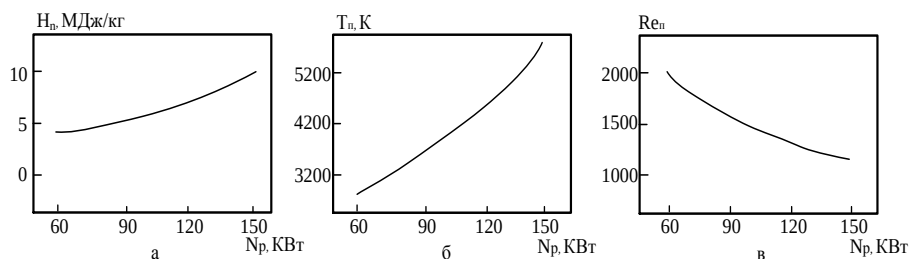
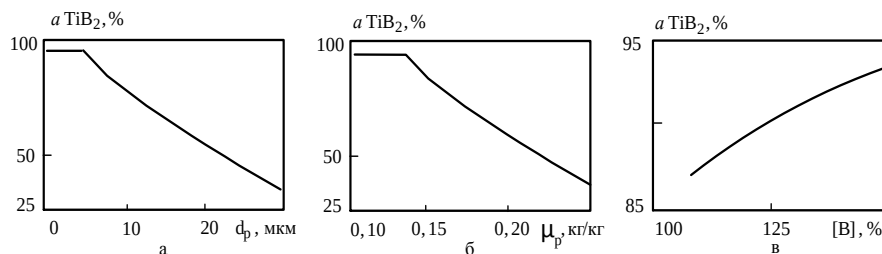


Рисунок 3 – Зависимость удельной энтальпии (а), среднemasовой температуры (б) и числа Рейнольдса (в) плазменного потока на входе в канал реактора от его мощности ($G_g = 3 \cdot 10^{-3}$ кг/с, $D = 0,054$ м)



- а) $\mu_p = 0,14$ кг/кг, $T_{п} = 5400$ К, $T_3 = 2800$ К, $[B] = 112,5$ %, $\{H_2\} = 10$ % об.;
 б) $d_p = 5$ мкм, $T_{п} = 5400$ К, $T_3 = 2800$ К, $[B] = 112,5$ %, $\{H_2\} = 10$ % об.;
 в) $d_p = 5$ мкм, $\mu_p = 0,14$ кг/кг, $T_{п} = 5400$ К, $T_3 = 2800$ К, $\{H_2\} = 10$ % об.

Рисунок 4 – Зависимость содержания (а) диборида титана в продуктах плазмообработки от крупности порошка титана (а), его массовой расходной концентрации (б) и содержания бора в шихте (в) (Вариант 1 - ($Ti+B+H_2$))

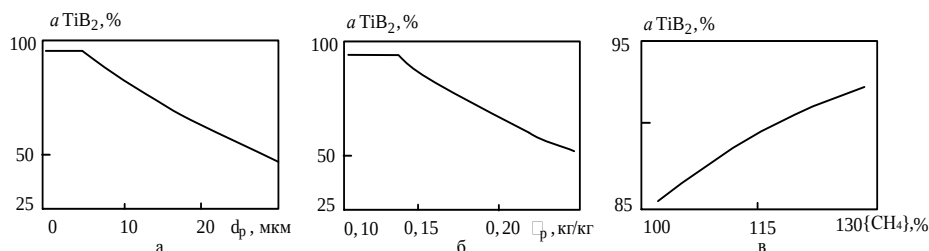


Рисунок 5 – Зависимость содержания (а) диборида титана в продуктах плазмообработки от крупности порошка титана (а), его массовой расходной концентрации (б) и расхода метана (в) (Вариант 2 - ($TiO_2+CH_4+B+H_2$))

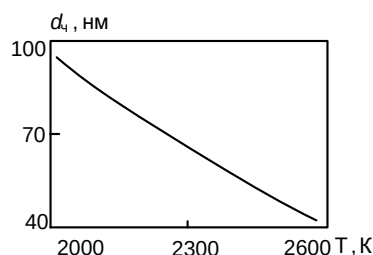


Рисунок 6 – Эволюция дисперсности наночастиц диборида титана в плазменном потоке

Таблица 1 – Сравнение расчетных и экспериментальных результатов для варианта 1

T ₀ , К	Содержание диборида титана, %							Отклонение, %
	У _{расч.}	у _э ¹	у _э ²	у _э ³	у _э ⁴	у _э ⁵	у _{э ср}	
5400	36,6	34,9	32,1	31,2	30,5	30,9	31,9	12,9
5000	24,3	21,3	20,9	19,4	22,2	21,5	21,1	12,8

Таблица 2 – Сравнение расчетных и экспериментальных результатов для варианта 2

T ₀ , К	Степень испарения, %	Степень восстановления α, %				Отклонение, %
		α _э ¹	α _э ²	α _э ³	α _{э ср}	
5400	100,0	88,1	90,9	89,8	89,6	10,4
5000	82,0	71,3	69,2	72,9	71,7	12,6

Заключение

Разработана комплексная многофакторная математическая модель процессов боридообразования, протекающих при плазмометаллургической переработке титаноборсодержащего сырья, включающая 3 подмодели: 1 – «Плазмогенерация», 2 – «Испарение сырья», 3 – «Боридообразование». Модель имеет блочную структуру и позволяет рассчитывать параметры плазменных струй и потока, условия эффективного испарения порошкообразного сырья и боридообразования, эволюцию дисперсности боридных наночастиц. Для подмодели 3 «Боридообразование» создана компьютерная программа (Свидетельство №21509 о регистрации в ОФЭР «Наука и образование» РАО). Подтверждена эффективность применения комплексной математической модели для выполнения исследовательских и инженерных расчетов технологических показателей плазмопереработки различных видов титан-содержащего сырья.

Библиографический список

1. Цымбал В.П. Математическое моделирование сложных систем в металлургии : учебник для вузов / В.П. Цымбал. – Кемерово, М.: Кузбассвуиздат, 2006. – 431 с.
2. Жуков М.Ф. Плазмотроны. Исследования. Проблемы / М.Ф. Жуков [и др.] - Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1995, - 203 с.
3. Tovbin Yu.K. Molecular Theory of Spherical Drops in the Vapor Phase / Yu.K. Tovbin // Russian Journal of Physical Chemistry A. – 2010. – Vol. 84. – No.10. – P. 1717–1730.
4. Tovbin Yu. K. Problems in the Physicochemical Analysis of Solids/ Yu.K. Tovbin // Russian Journal of Physical Chemistry A. – 2014. – Vol. 88. – No. 11. – P. 1965–1979.
5. Коренченко А. Е. Математическое моделирование газофазной конденсации металлических наночастиц в камере с дуговым разрядом/ А. Е. Коренченко, В. Джамал Джалал // Вестник Южно-Ур. ун-та. Сер. Матем. Мех. Физ. – 2016. – №8/4. – С. 56–62
6. Самохин А. В. Моделирование процесса синтеза нанопорошков в плазменном реакторе струйного типа. I. Постановка задачи и проверка модели / А. В. Самохин [и др.] // Физика и химия обработки материалов. — 2013. — № 6. — С. 40–46.
7. Самохин А. В. Моделирование процесса синтеза нанопорошков в плазменном реакторе струйного типа. II. Формирование наночастиц / А. В. Самохин [и др.] // Физика и хи-

мания обработки материалов. — 2014. — №3. — С. 12–17.

8. Сутугин А.Г. Предсказание дисперсности твердых частиц конденсационного происхождения / А.Г. Сутугин, Э.И. Котцев // Инж.-физ. журнал. — 1977. — Т. 32. — № 3. — С. 340 – 347.

9. Сутугин А.Г. Кинетика образования малых частиц при объемной конденсации / А.Г. Сутугин // Физико-химия ультрадисперсных систем : сб. науч. тр. — М. : Наука, 1987. — С. 15 – 20.

10. Алексеев Н.В. Управление дисперсностью металлических порошков, полученных в струйном плазмохимическом реакторе / Н.В. Алексеев, И.И. Гречиков // Плазменные процессы в химической промышленности : сб. науч. тр. — Черноголовка : ИНХП АН СССР, 1987. — С. 54 – 72.

11. Пегов В.С. Механизм роста субмикронных частиц вольфрама и нитрида кремния в высокоэнтальпийных газовых потоках / В.С. Пегов, И.В. Евгенов // Физико-химия ультрадисперсных систем : сб. науч. тр. — М.: Наука, 1987. — С. 180 – 186.

12. Красовская Л. И. Плазмохимические процессы в трехструйных электродуговых реакторах / Л. И. Красовская, А. Л. Моссэ . — Минск: АНК «Институт тепло- и массообмена им. А.В. Лыкова» НАН Беларуси, 2000. — 196 с.

13. Жуков А.С. Оценка морфологии частиц при плазмохимическом синтезе керамических порошков / А. С. Жуков, В. А. Архипов, С. С. Бондарчук, В. Д. Гольдин // Химическая физика. — 2013. — Т. 32. — № 12. — С. 52 – 58.

14. Ноздрин И.В. Синтез и эволюция дисперсности боридов и карбидов ванадия и хрома в условиях плазменного потока / И.В. Ноздрин, Г.В. Галевский, Л.С. Ширяева // Изв. вузов. Черная металлургия. — 2011. — № 10. — С. 12 – 17.

15. Ноздрин И.В. Кинетика и механизм роста наночастиц тугоплавких соединений в условиях плазменного синтеза / И.В. Ноздрин, Г.В. Галевский, В.В. Руднева, Л.С. Ширяева, М.А. Терентьева // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии: сб. науч. тр. / СибГИУ. — Москва – Новокузнецк, 2012. — В. 29. — С. 83 – 93.

16. Galevsky G.V. Particle size of vanadium and chromium borides and carbides an plasma flux/ G.V. Galevsky, I.V. Nozdrin, L.S. Shyryaeva, M.A. Terenteva// Steel in Translation. — 2011.— Vol.41.— №.10. — С.799 – 804.

17. Solonenko O.P. Thermal plasma and new materials technology: in 2 vol. V.2. Investigations and design of thermal plasma technologies / O.P. Solonenko, L.S. Polak, A.G. Gnedovets e.a.; ed. by O.P. Solonenko and M.F. Zhukov— Cambridge: Cambridge Intersci. — 1995. — 533 p.

18. Свидетельство № 21506 о регистрации электронного ресурса «Программа «Моделирование плазменного синтеза боридов титана» в объединенном фонде электронных ресурсов «Наука и образование» РАО / Г.В. Галевский, В.В. Руднева, К.А. Ефимова. — М. : ИНИПИ, 2015.

УДК 519.237: 669.018.25

ИЗНОСОСТОЙКОСТЬ НОВЫХ ПОРОШКОВЫХ ПРОВОЛОК СИСТЕМЫ Fe–C–Si–Mn–Cr–Ni–Mo

Козырев Н.А., Усольцев А.А., Гусев А.И., Осетковский И.В., Михно А.Р.

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

Аннотация. Для оценки совместного влияния химического состава порошковых проволок на износ и твердость наплавленного слоя использовались математико-статистическими методы, которые позволяют выявить закономерности изменения результирующего показателя в зависимости от поведения различных факторов по известным методикам. По результатам проведенного многофакторного корреляционного анализа были определены зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массо-

вой доли элементов, входящих в состав порошковых проволок системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo. Полученные зависимости использованы для прогнозирования твердости наплавленного слоя и его износостойкости при изменении химического состава наплавленного металла. Разработаны новые, защищенные патентами РФ порошковые проволоки системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo для наплавки горношахтного оборудования.

Ключевые слова: износ, твердость, наплавка, порошковая проволока.

WEAR RESISTANCE NEW POWDER PROVOLOK OF THE SYSTEM Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo

Kozyrev N.A., Usoltcev A.A., Gusev A.I., Osetkovsky I.V., Mikhno A.R.

Siberian state industrial university, Novokuznetsk, Russia, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru

Abstract. To assess the combined effect of the chemical composition of the flux-cored wires on the wear and hardness of the deposited layer, mathematical and statistical methods were used, which make it possible to identify patterns of change in the resulting indicator depending on the behavior of various factors using known methods. According to the results of the multifactor correlation analysis, the dependences of the hardness of the deposited layer and its wear resistance on the mass fraction of elements included in the flux-cored wires of the Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo system were determined. The dependences are used to predict the hardness of the deposited layer and its wear resistance when the chemical composition of the weld metal is changed. New, protected by patents of the Russian Federation, cored wires of the system Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo for surfacing of mining equipment have been developed.

Keywords: wear, hardness, cladding, cored wire.

Для повышения износостойкой наплавки горношахтного оборудования основными порошковыми проволоками в Российской Федерации являются проволоки системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo типа А и В по классификации МИС[1], причем для этих целей широко используются отечественные проволоки типа 40 ГМФР и 40Х3Г2МФ[2-4], а так же импортные проволоки фирмы DRATEC (Германия) марки DT-SG 600 F и порошковые проволоки фирмы ESAB марок ОК Tubrodur 15.52, ОК Tubrodur 58 O/G M, основанные на тех же принципах легирования [5-8].

В работах [9-23], проведенных в условиях ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет» определялось влияние введение различных элементов в порошковую проволоку системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo на эксплуатационную стойкость полученного при наплавке слоя металла. В данной работе приводится изучение изменения концентрации различных элементов в разработанных проволоках в системе Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo на износ и твердость наплавленного металла.

Лабораторные исследования проводили по следующей схеме. Наплавку осуществляли сварочным трактором ASAW-1250 с использованием изготовленной порошковой проволоки на пластины из стали 09Г2С. Изготовление проволоки проводилось на лабораторной машине. Диаметр изготовленной проволоки 6 мм, оболочка выполнена из ленты Ст3. В качестве наполнителя использовались порошкообразные материалы: порошок железа марки ПЖВ1 по ГОСТ 9849-86, порошок ферросилиция марки ФС 75 по ГОСТ 1415-93, порошок высокоуглеродистого феррохрома марки ФХ900А по ГОСТ 4757-91, порошок углеродистого ферромарганца ФМн 78(А) по ГОСТ 4755-91, порошок никеля ПНК-1Л5 по ГОСТ 9722-97, порошок ферромolibдена марки ФМо60 по ГОСТ 4759-91, порошок феррованадия марки ФВ50У 0,6 по ГОСТ 27130-94, порошок кобальта ПК-1У по ГОСТ 9721-79, порошок вольфрамовый ПВН ТУ 48-19-72-92. В состав ряда образцов проволоки взамен аморфного углерода вводилась пыль газоочистки алюминиевого производства, со следующим химическим составом, масс. %: Al_2O_3 =21-46; F =18-27; Na_2O = 8-15; K_2O =0,4 – 6%; CaO =0,7- 2,3; SiO_2 =0,5-2,5; Fe_2O_3 =2,1-3,3; $C_{общ}$ =12,5-30,2; MnO =0,07-0,9; MgO =0,06-0,9; S=0,09-0,19; P=0,10-0,18.

Химический состав наплавленного металла определяли рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС - 71. Измерение твердости исследуемых образцов выполняли по методу Роквелла в соответствии с требованиями ГОСТ 9013-59. Металлографическое исследование микрошлифов осуществляли с помощью оптического микроскопа OLYMPUSGX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений $\times 100 - 1000$ после травления поверхности образцов в 4%-ном растворе азотной кислоты. Величину зерна определяли по ГОСТ 5639-82 при увеличении $\times 100$. Дисперсность мартенсита оценивали при сопоставлении структуры с эталонами соответствующих шкал и размеров игл мартенсита с данными таблицы № 6 ГОСТ 8233-56. Исследование продольных образцов наплавленного слоя на наличие неметаллических включений проводили по ГОСТ 1778-70. Полированную поверхность изучали при увеличении $\times 100$ с помощью металлографического микроскопа ЛабоМет-1И.

Скорость истирания наплавленного слоя опытных образцов определяли путем проведения испытаний на износ на машине 2070 СМТ-1 по схеме диск – колодка со следующими параметрами: диапазон измерения частоты вращения вала нижнего образца (диапазон А) $75 - 750 \text{ мин}^{-1}$; диапазон измерения момента трения (диапазон I) $1 - 10 \text{ Н}\cdot\text{м}$.

Для исследования были отобраны 2 серии образцов с близким химическим составом и величиной зерна аустенита, но с различным содержанием хрома (таблица 1) первая серия (образцы 5Г-24Г) с содержанием более 3% хрома (3,94- 7,1%) и вторая серия (образцы 1-16) менее 2% хрома (1,32 – 1,83%), причем с одинаковой структурой - мартенсит (таблица 2).

Таблица 1 – Химический состав наплавленного металла

№ образца	C,%	Si,%	Mn,%	S,%	P,%	Cr,%	Mo,%	Ni,%	Co,%	Cu,%	W,%	V,%
A5	0,4	0,72	0,84	0,037	0,025	5,26	0,52	0,42	0,1	0,07	0,02	0,05
A6	0,45	0,8	0,77	0,044	0,023	4,98	0,5	0,56	0,11	0,07	0,02	0,04
A7	0,27	0,78	0,77	0,042	0,019	5,5	0,48	0,61	0,08	0,1	0,02	0,04
A8	0,38	0,62	0,8	0,038	0,020	4,98	0,47	0,82	0,09	0,07	0,02	0,04
A9	0,19	0,77	0,61	0,054	0,024	4,17	0,38	0,34	0,051	0,07	0,02	0,02
A10	0,19	0,63	0,65	0,056	0,019	4,06	0,38	0,3	0,056	0,08	0,02	0,03
A11	0,2	0,59	0,61	0,049	0,019	4,12	0,38	0,3	0,121	0,06	0,02	0,02
A12	0,2	0,64	0,6	0,058	0,021	4,03	0,39	0,3	0,199	0,08	0,02	0,03
A13	0,26	0,78	1,49	0,033	0,009	7,1	0,39	0,32	0,003	0,07	0,02	0,02
A14	0,22	0,73	1,38	0,029	0,014	5,95	0,32	0,29	0,003	0,09	0,02	0,03
A15	0,26	0,75	1,23	0,034	0,012	6,3	0,32	0,3	0,003	0,09	0,02	0,02
A16	0,26	0,75	1,16	0,033	0,016	6,06	0,34	0,3	0,003	0,09	0,02	0,04
A17	0,13	0,56	0,91	0,033	0,017	3,94	0,25	0,26	0,003	0,08	0,03	0,006
A18	0,17	0,61	1,2	0,033	0,015	6	0,37	0,39	0,002	0,1	0,025	0,006
A20	0,1	0,49	0,92	0,033	0,017	4,15	0,23	0,25	0,004	0,09	0,025	0,03
A21	0,19	0,54	1,15	0,031	0,015	6,21	0,38	0,4	0,002	0,09	0,025	0,04
A22	0,23	0,67	0,94	0,029	0,015	4,18	0,4	0,27	0,013	0,07	0,04	0,005
A24	0,205	0,78	1,01	0,030	0,015	4,12	0,37	0,26	0,19	0,07	0,08	0,008
Среднее содержание элемента в первой серии	0,24	0,68	0,95	0,038	0,02	5,06	0,38	0,37	0,06	0,08	0,03	0,03
И1	0,24	0,19	0,93	0,036	0,017	1,83	0,69	0,14	0,001	0,87	0,02	0,6
И2	0,25	0,27	0,96	0,033	0,01	1,65	0,68	0,33	0,001	0,09	0,08	0,6
И3	0,25	0,28	0,93	0,029	0,014	1,67	0,57	0,54	0,001	0,06	0,02	0,58
И4	0,29	0,15	0,92	0,034	0,012	1,65	0,6	0,65	0,001	0,06	0,05	0,59
И5	0,23	0,12	0,85	0,033	0,017	1,45	0,51	0,53	0,08	0,05	0,001	0,68
И6	0,21	0,23	0,89	0,031	0,015	1,45	0,55	0,54	0,03	0,07	0,001	0,54

Продолжение таблицы 1

№ образца	C, %	Si, %	Mn, %	S, %	P, %	Cr, %	Mo, %	Ni, %	Co, %	Cu, %	W, %	V, %
И7	0,17	0,18	0,85	0,029	0,016	1,4	0,54	0,52	0,05	0,06	0,001	0,63
И8	0,17	0,28	0,91	0,032	0,015	1,32	0,46	0,45	0,06	0,06	0,001	0,59
И13	0,22	0,18	0,64	0,031	0,017	1,59	0,08	0,46	0,001	0,09	0,003	0,48
И14	0,21	0,23	0,73	0,033	0,017	1,73	0,23	0,53	0,001	0,09	0,001	0,55
И15	0,22	0,2	0,84	0,035	0,016	1,7	0,52	0,58	0,001	0,08	0,001	0,63
И16	0,21	0,19	0,79	0,033	0,02	1,62	0,77	0,59	0,001	0,09	0,001	0,61
Среднее содержание элемента во второй серии	0,22	0,21	0,85	0,03	0,02	1,59	0,52	0,49	0,02	0,14	0,02	0,59

Таблица 2 – Характеристики структуры, величины зерна, износ и твердости наплавленных образцов

№ образца	Структура	Величина зерна аустенита	HRC	Износ, г/об
A5	Мартенсит	7	49	0,000014
A6	Мартенсит	6,5	52	0,0000056
A7	Мартенсит	6	50	0,000071
A8	Мартенсит	6,5	52	0,000014
A9	Мартенсит	6,5	44,5	0,000071
A10	Мартенсит	6,5	42,5	0,000039
A11	Мартенсит	6,5	42,5	0,000044
A12	Мартенсит	6,5	37	0,000073
A13	Мартенсит	7	55	0,000028
A14	Мартенсит	7	41	0,000055
A15	Мартенсит	7	45	0,0000074
A16	Мартенсит	7	45	0,000034
A17	Мартенсит	6,5	40	0,000028
A18	Мартенсит	6	45	0,000054
A20	Мартенсит	6,5	38	0,000142
A21	Мартенсит	6	48	0,000055
A22	Мартенсит	6	43	0,000033
A24	Мартенсит	6,5	42	0,00003
средние		6,53	45,08	0,00004433
И1	Мартенсит	6,5	41	0,000029
И2	Мартенсит	6,5	40	0,000037
И3	Мартенсит	5,6	40	0,0000358
И4	Мартенсит	5,6	41	0,0000359
И5	Мартенсит	6,5	25	0,000136
И6	Мартенсит	6	21	0,000165
И7	Мартенсит	5,6	21	0,000115
И8	Мартенсит	5,6	21	0,0000888
И13	Мартенсит	6,5	20	0,00015
И14	Мартенсит	6	25	0,000134
И15	Мартенсит	6	29	0,00015
И16	Мартенсит	6	28	0,000092
средние			29,33	0,000097

Для оценки совместного влияния химического состава порошковых проволок на износ и твердость наплавленного слоя использовались математико-статистическими методы, которые позволяют выявить закономерности изменения результирующего показателя в зависимости от поведения различных факторов по известным методикам [24 - 26].

На рисунках 1-9 приведено влияние различных элементов в наплавленном слое с использованием рассматриваемых порошковых проволок на твердость и износ отдельно для каждой из серий и общее для данных серий. Полученные графики указывают, что степень влияния различных химических элементов на твердость наплавленного слоя и износ образцов различная. В исследуемых пределах, (как для каждой из серий, так и на общем графике) углерод, кремний, марганец, хром и молибден одновременно повышают твердость наплавленного слоя и уменьшают износ образцов, ванадий имеет такую же тенденцию для каждой из серий. Никель повышает твердость и износ.

При выборе оптимального химического состава для наплавки в состав порошковой проволоки осуществлялось введение вольфрама и кобальта. Поэтому в полученных сериях присутствуют данные элементы. При исследовании влияния использования вольфрама и кобальта на свойства наплавленного слоя установлено, что повышение концентрации вольфрама несколько увеличивает твердость наплавленного металла, однако при этом снижается износостойкость. Кобальт же снижает и твердость и износ. Это, по-видимому, связано с высокопрочной твердой мартенситной матрицей, в которую «вмонтированы» более твердые карбиды вольфрама. Низкая вязкость матрицы не позволяет удерживать на поверхности карбиды вольфрама, в результате чего износ осуществляется не по схеме равномерного истирания поверхности, а по схеме выкрошивания высокопрочных частиц карбидов из матрицы, в результате чего в матрице образуются трещины, способствующие дополнительному износу матрицы. Введение в состав шихты кобальта по-видимому связано с получением более вязкой, но менее твердой матрицы. В случае отсутствия твердых частиц карбидов, вмонтированных в матрицу, эффект от введения кобальта отрицательный. Опыты указали на нецелесообразность введения в состав шихты разработанных проволок в исследованных пределах вольфрама и кобальта.

Отдельно следует остановиться на влиянии хрома. При сравнении первой и второй серий плавок определено, что повышение концентрации хрома в наплавленном слое в три раза, позволяет увеличить твердость в среднем в 1,5 раза и снизить износ на 45%.

Для проведения анализа были определены факторы, которые оказывают воздействие на изучаемый показатель, и отобраны наиболее существенные из них (таблица 1, 2). После этого выполнена проверка исходной информации на достоверность, однородность, соответствие закону нормального распределения. Далее была построена математическая модель многофакторной системы. Поскольку в приведенных системах имеют место независимые факторные признаки, используется детерминированный факторный анализ.

По результатам вычислений получены зависимости, адекватность которых фактическим значениям проверялась по показателю средней ошибки аппроксимации.

Зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массовой доли элементов, входящих в состав порошковых проволок системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V-Co, полученные в результате проведенного анализа:

Твердость наплавленного слоя:

$$\text{HRC} = 17,03 + 19,49 \cdot \text{C} - 2,27 \cdot \text{Si} - 9,43 \cdot \text{Mn} + 4,25 \cdot \text{Cr} + 15,67 \cdot \text{Mo} + 8,35 \cdot \text{Ni} - 33,56 \cdot \text{Co} + 12,41 \cdot \text{Cu} + 191,12 \cdot \text{W} - 10,69 \cdot \text{V} - 22,45 \cdot \text{S} + 46,16 \cdot \text{P} \text{ (ошибка аппроксимации составляет 1,09\%);}$$

$$\text{Скорость износа наплавленного слоя образцов: } \text{И} = 0,000106 - 0,000268 \cdot \text{C} + 0,0000179 \cdot \text{Si} - 0,0000447 \cdot \text{Mn} + 0,0000108 \cdot \text{Cr} - 0,0000984 \cdot \text{Mo} + 0,000036 \cdot \text{Ni} + 0,000121 \cdot \text{Co} - 0,0000362 \cdot \text{Cu} - 0,000647 \cdot \text{W} + 0,000186 \cdot \text{V} - 0,000229 \cdot \text{S} + 0,000722 \cdot \text{P} \text{ (ошибка аппроксимации составляет 2,94 \%)}.$$

Анализ полученных данных лег в основу разработки химического состава новых порошковых проволок, защищенных патентами РФ [27, 28].

Следует особо отметить, что выбор порошковой проволоки для процесса должен осуществляться исходя из экономических предпосылок, в частности эксплуатационного периода

работы оборудования. Так при использовании проволоки системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo (патент РФ 2641590) для наплавки защитных пластин шнеков очистного комбайна JOY4LS20 на шахтах Кемеровской области, стойкость по сравнению с аналогичными пластинами, наплавленными проволокой DRATEK, увеличилась на 19,3%. При этом наработка шнеков с наплавкой разработанной проволокой за период испытания составила 253 654 тонн угля, а с использованием пластин, наплавленных проволокой DRATEK, 204 698,7 тонн угля.

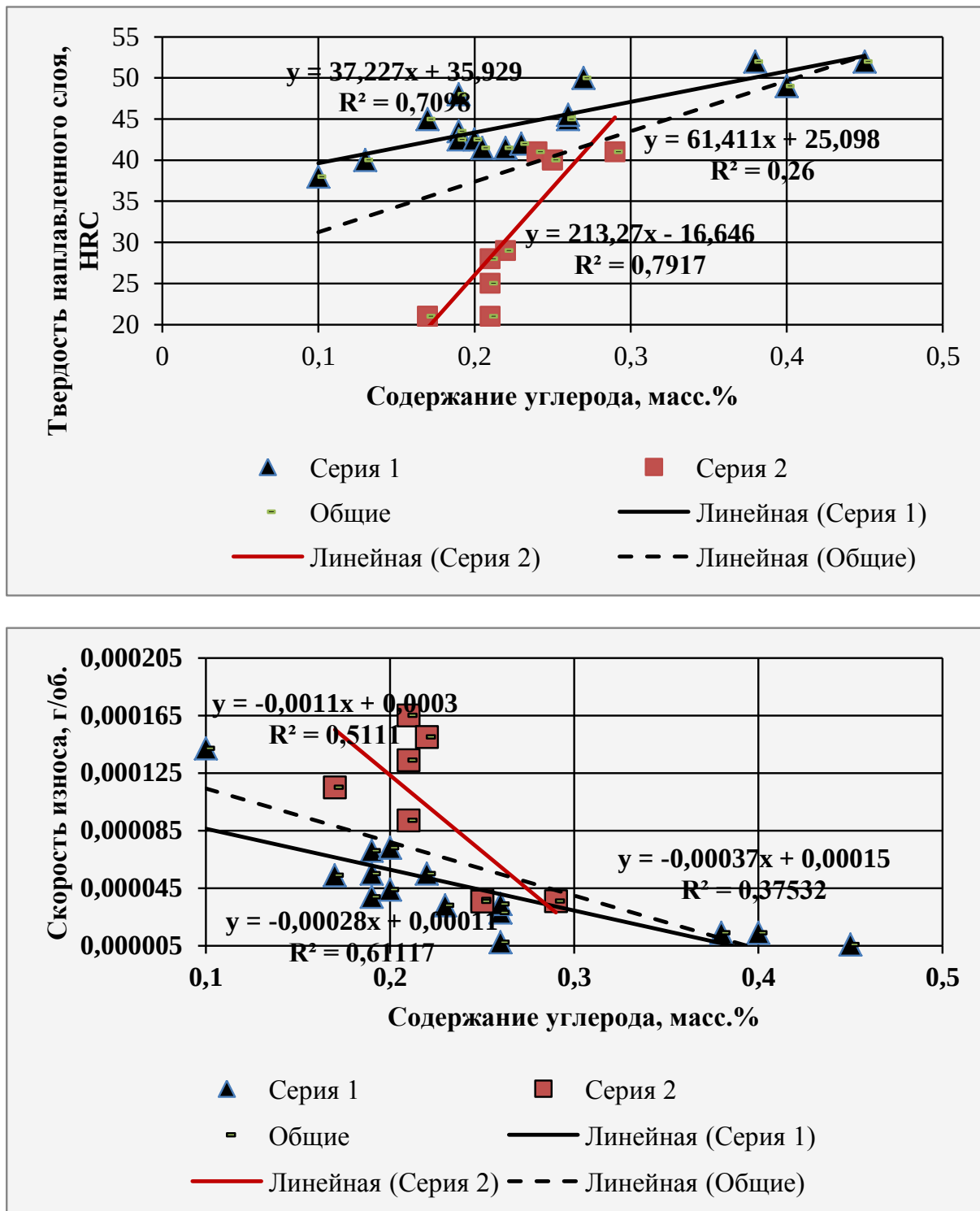


Рисунок 1 - Влияние содержания углерода на твердость и износ

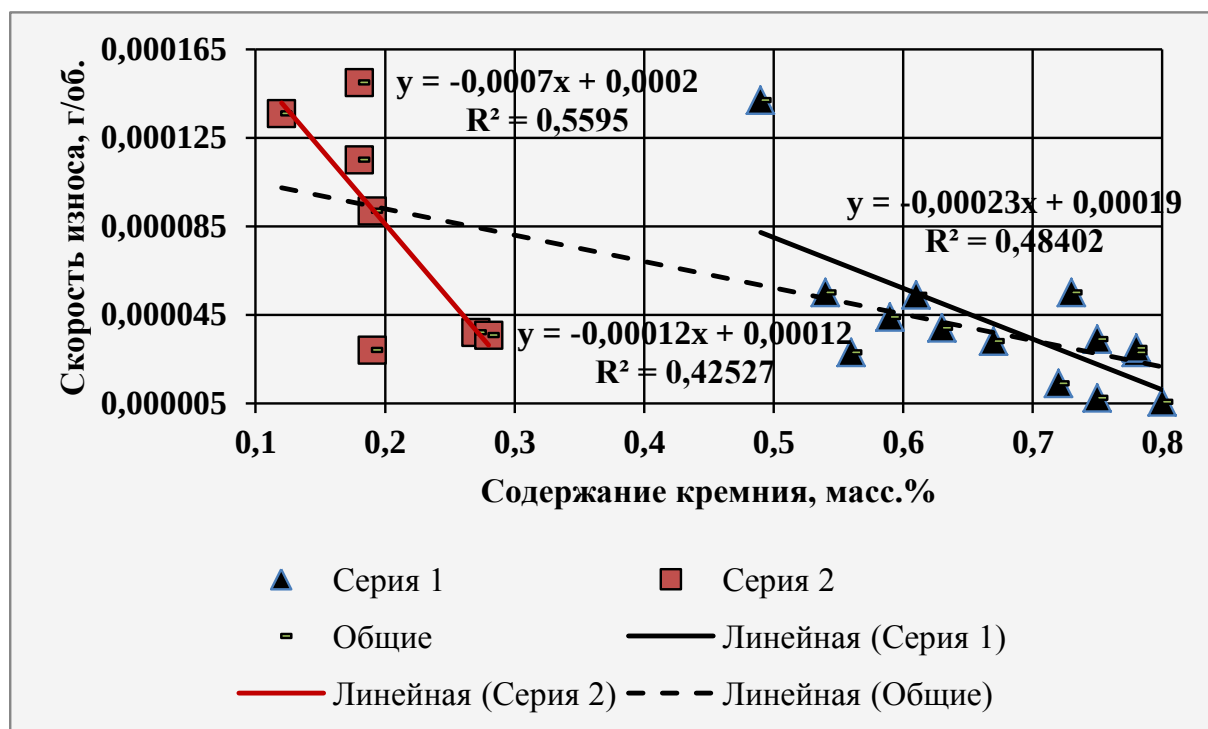
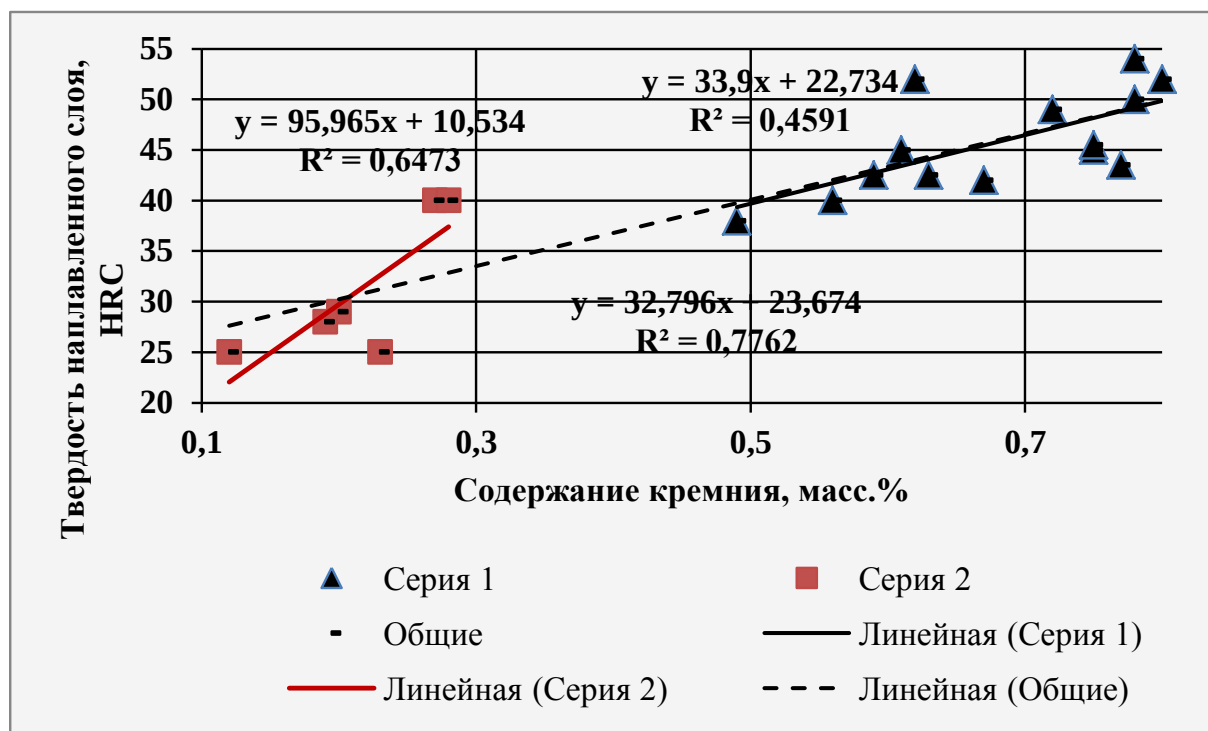


Рисунок 2 - Влияние содержания кремния на твердость и износ

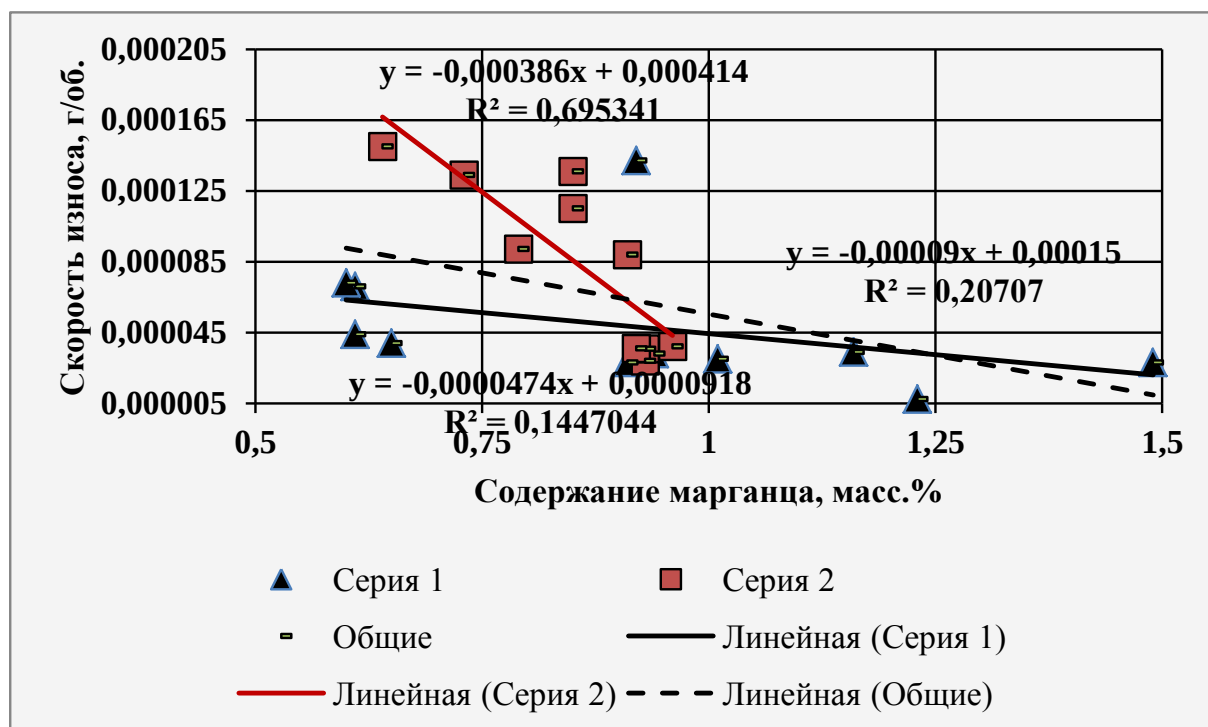
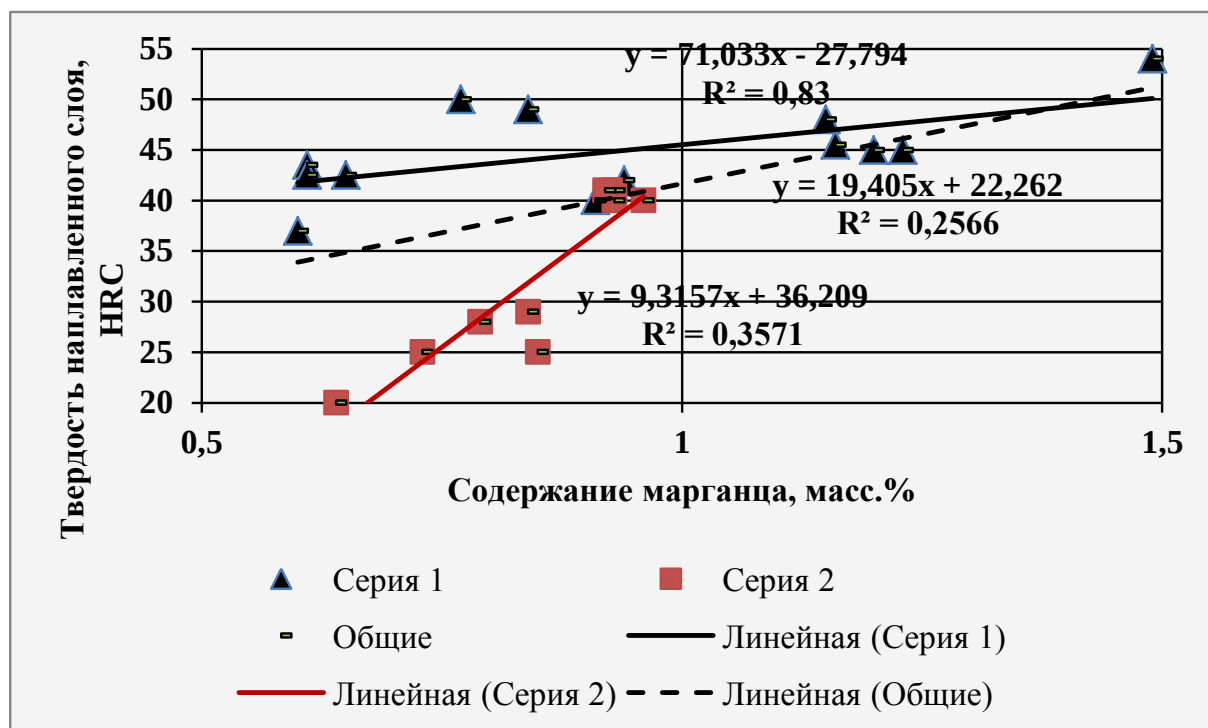


Рисунок 3 - Влияние содержания марганца на твердость и износ

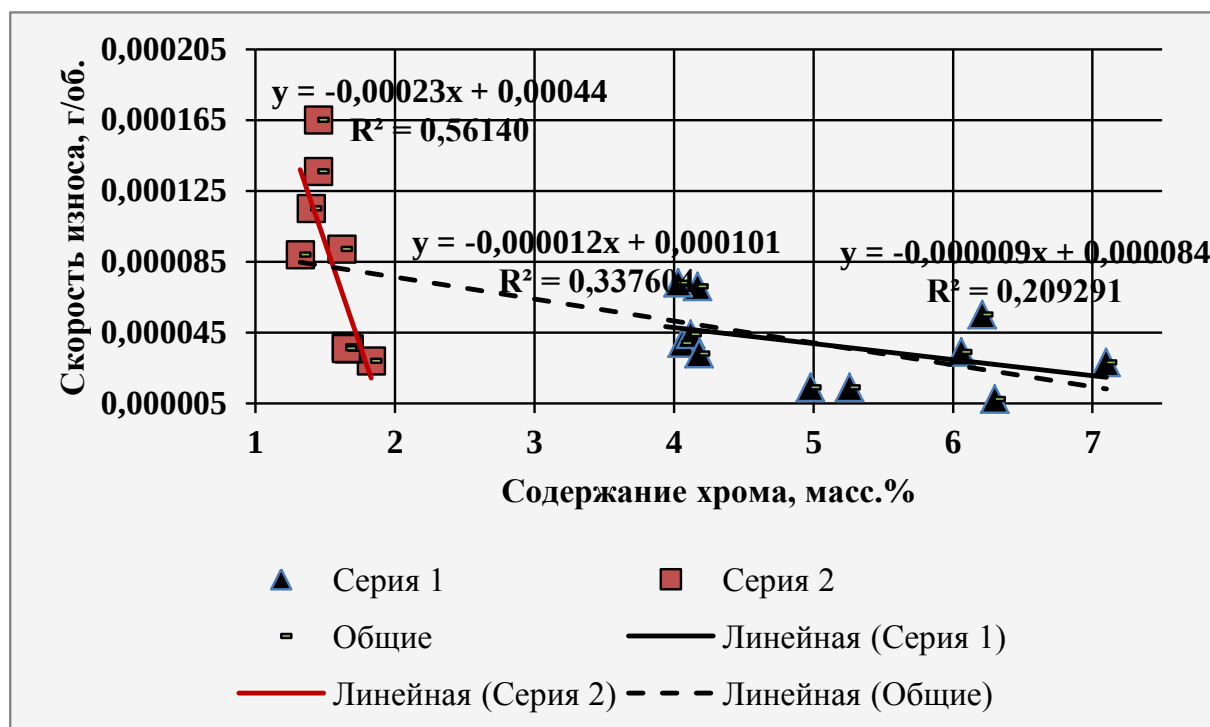
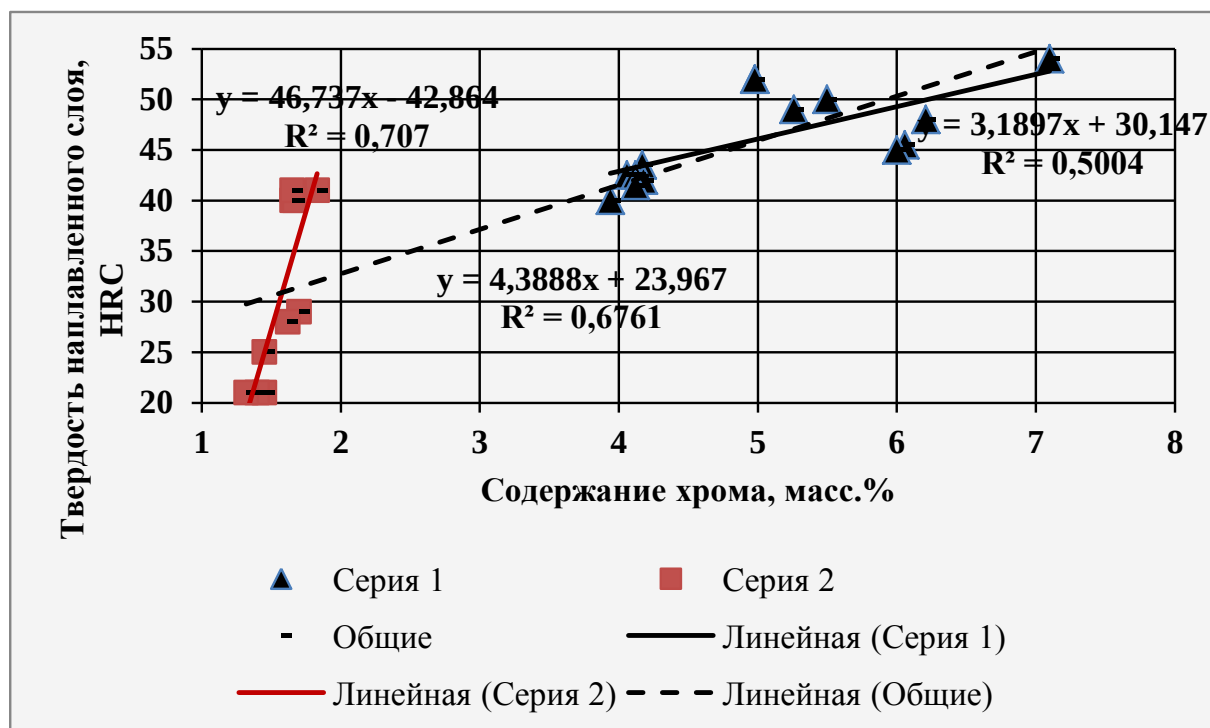


Рисунок 4 - Влияние содержания хрома на твердость и износ

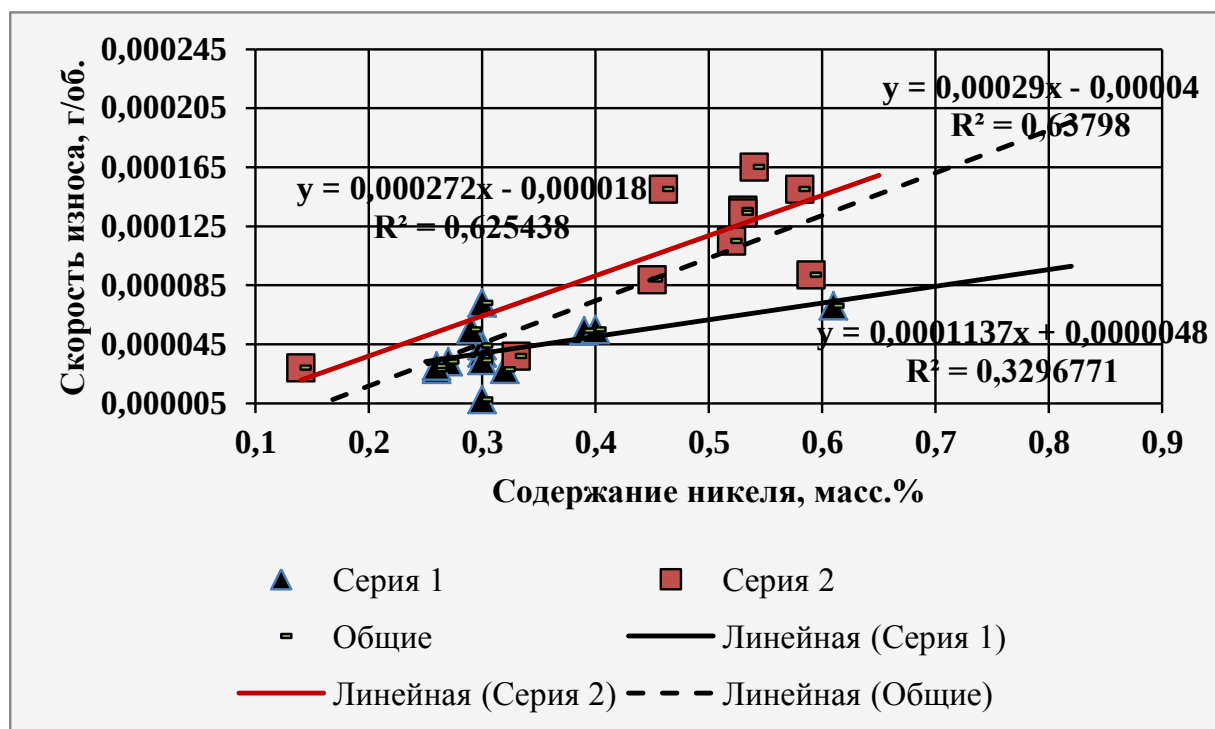
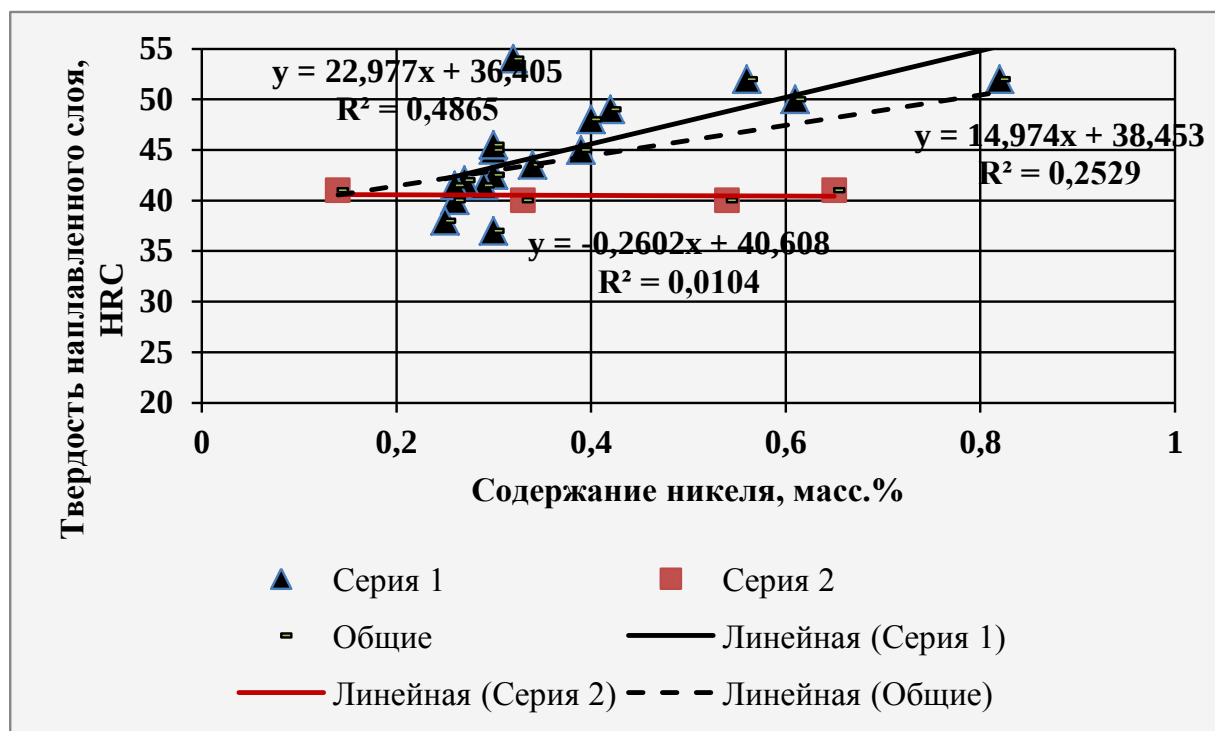


Рисунок 5 - Влияние содержания никеля на твердость и износ

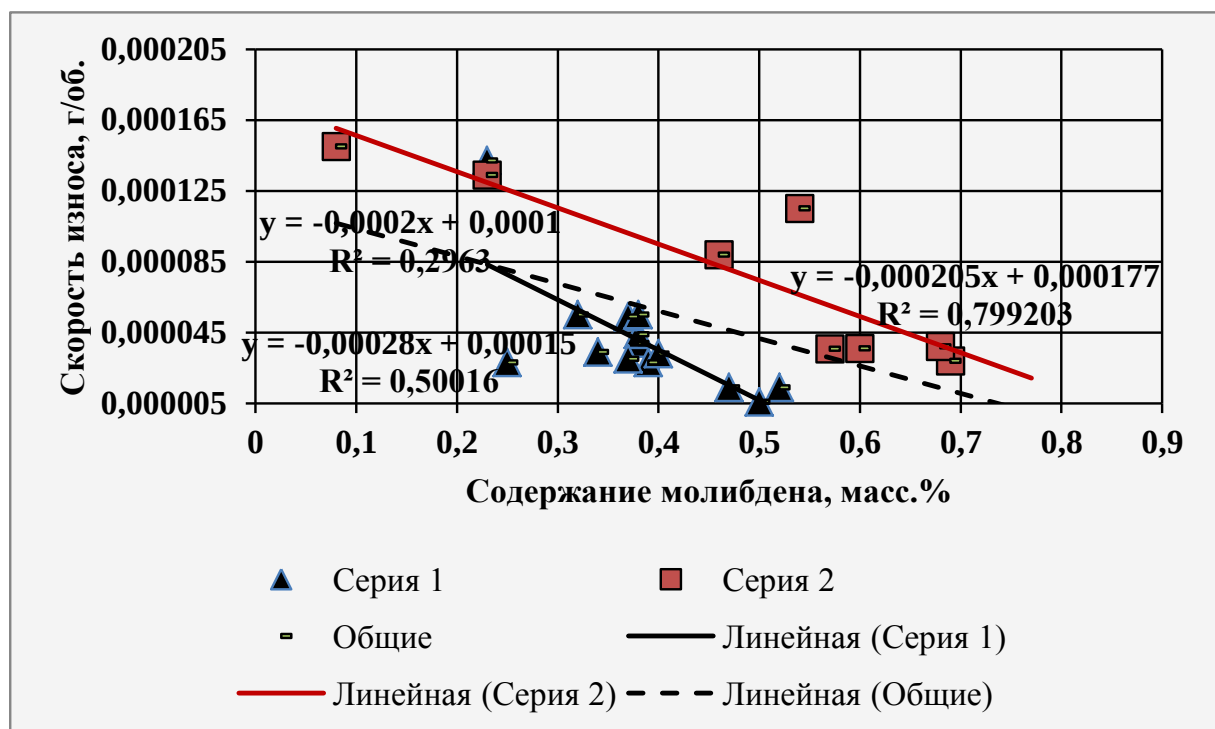
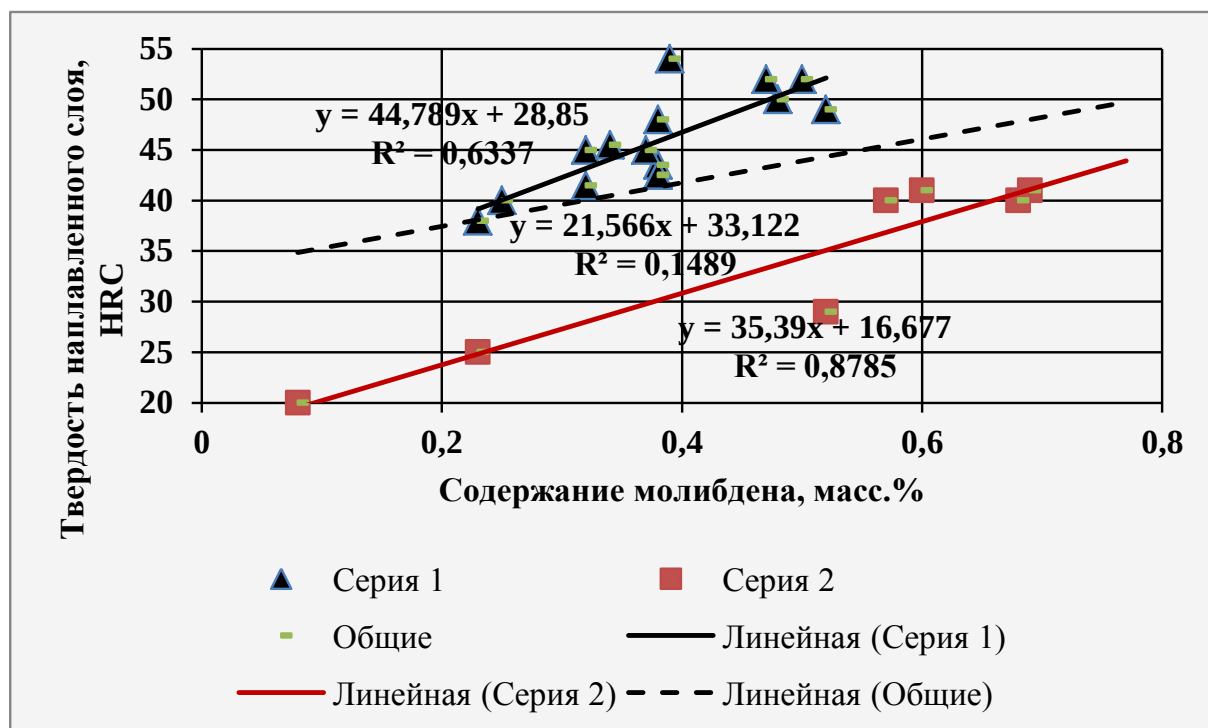


Рисунок 6 - Влияние содержания молибдена на твердость и износ

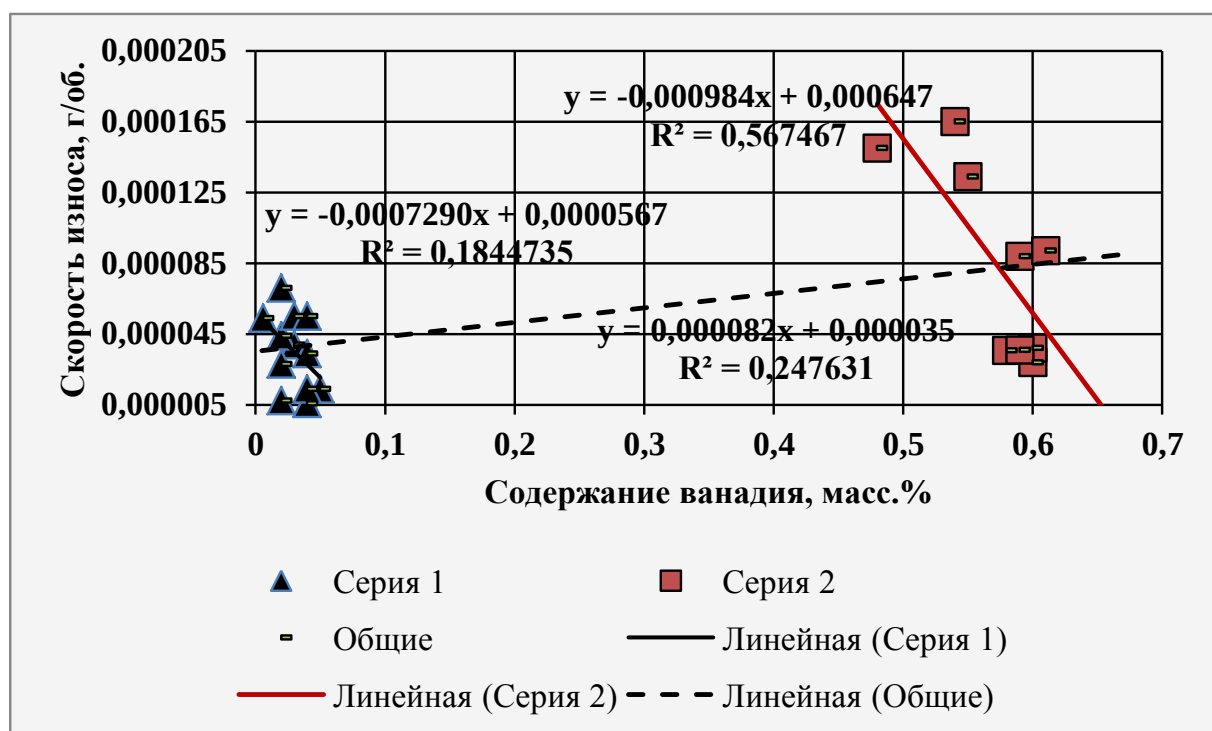
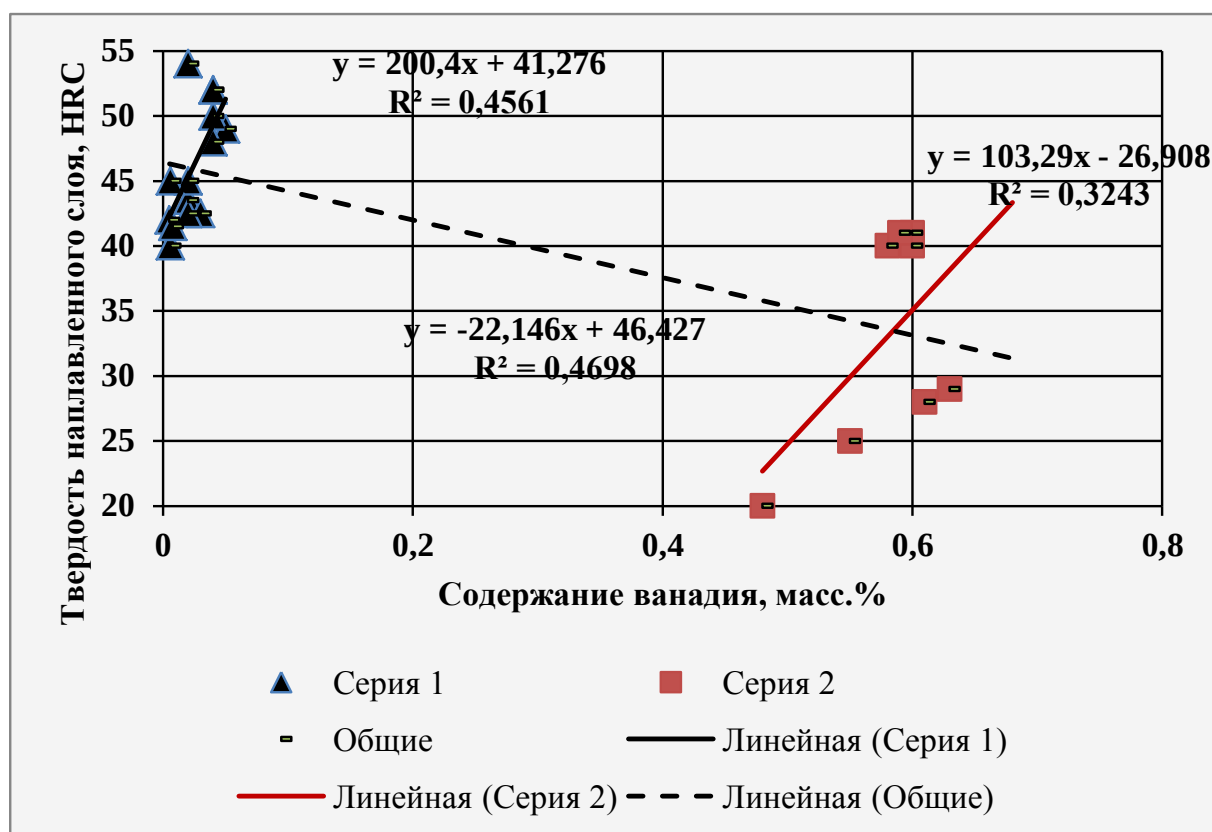


Рисунок 7 - Влияние содержания ванадия на твердость и износ

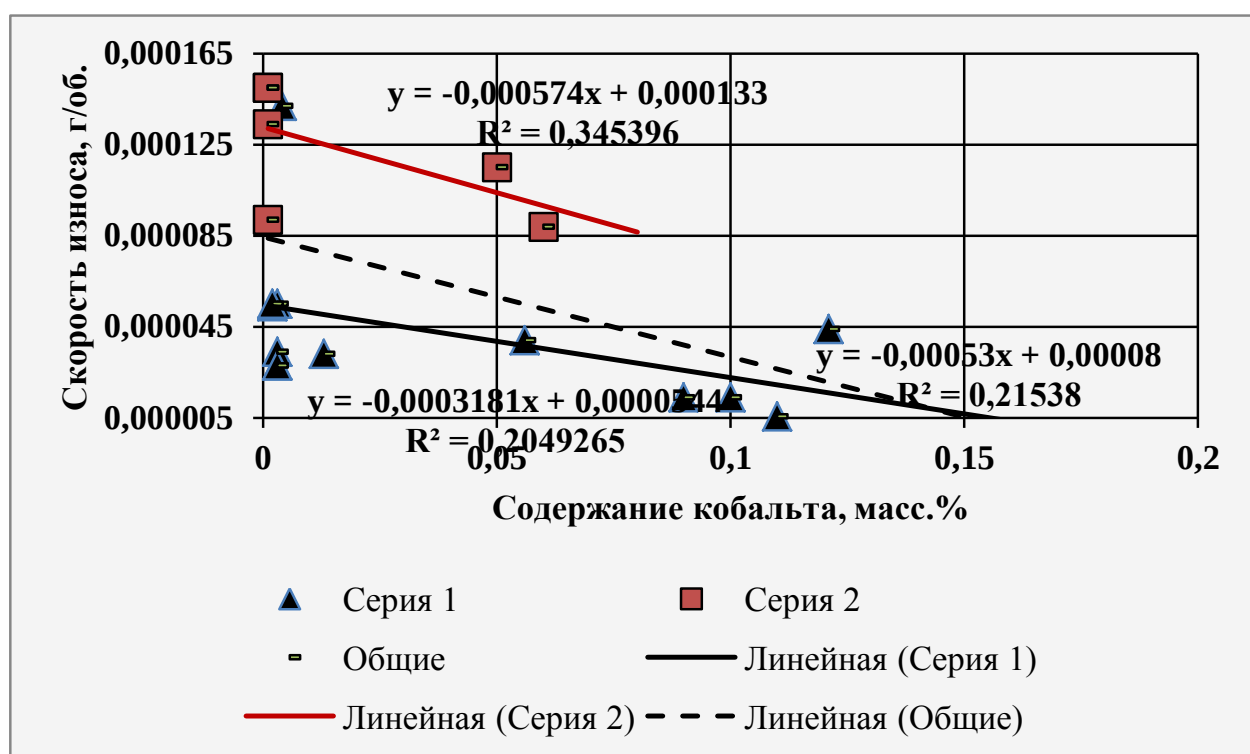
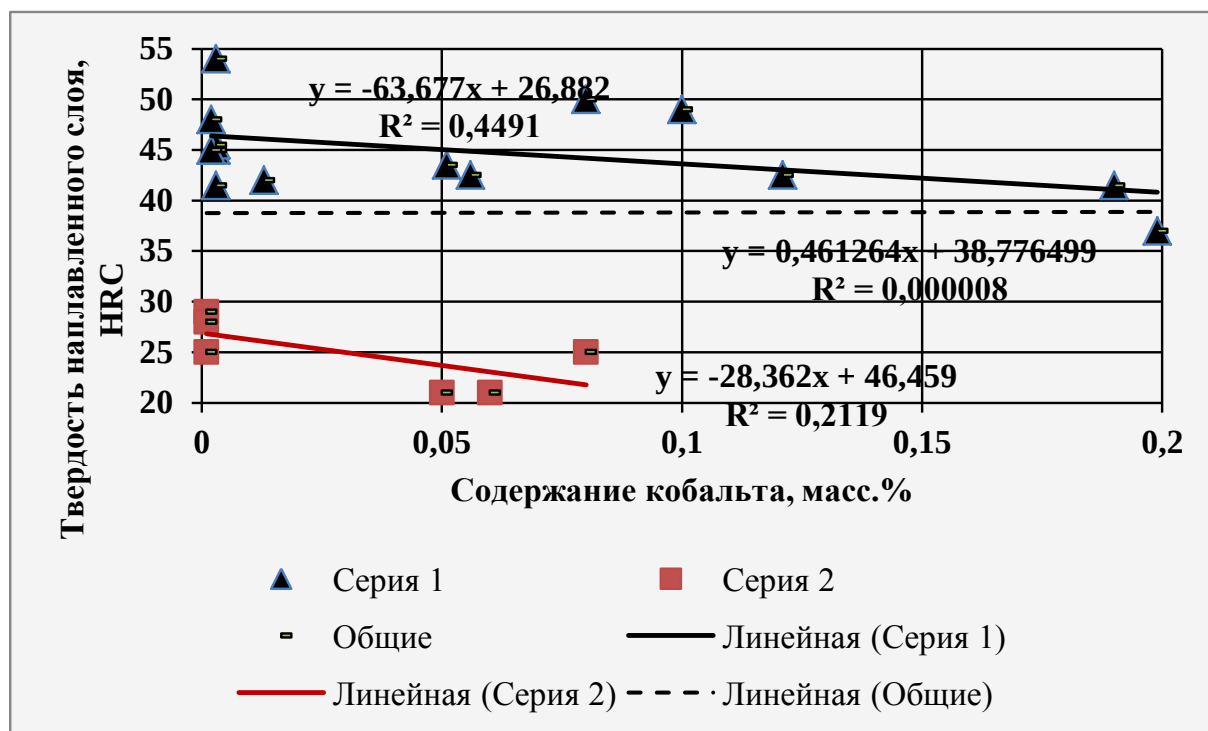


Рисунок 8 - Влияние содержания кобальта на твердость и износ

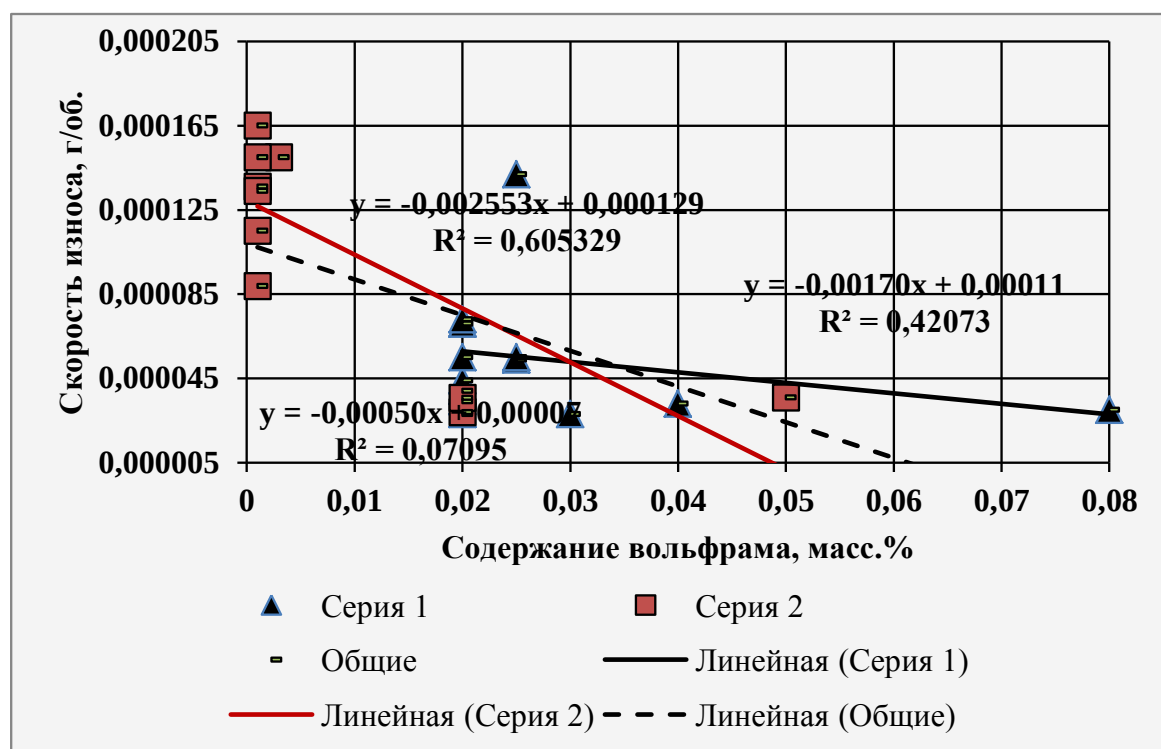
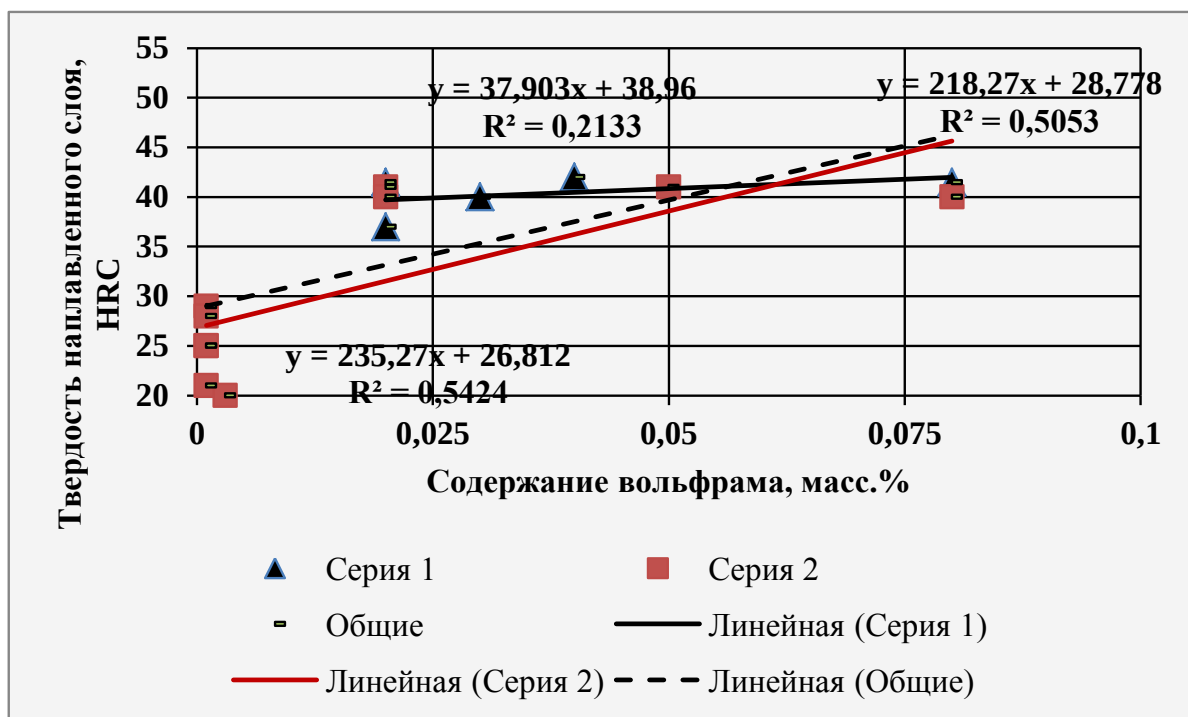


Рисунок 9 - Влияние содержания вольфрама на твердость и износ

Выводы

1. Разработаны новые, защищенные патентами РФ порошковые проволоки системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Мо для наплавки горношахтного оборудования.
2. По результатам проведенного многофакторного корреляционного анализа были определены зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массовой доли элементов, входящих в состав порошковых проволок системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Мо. Полученные зависимости использованы для прогнозирования твердости наплавленного слоя

и его износостойкости при изменении химического состава наплавленного металла.

3. Аprobация на шахтах Кемеровской области защитных пластин шнеков очистного комбайна JOY4LS20, наплавленных разработанной порошковой проволокой, показало увеличение стойкости на 19,3%, по сравнению с аналогичными пластинами, наплавленными проволокой DRATEK. При этом наработка шнеков с наплавкой разработанной проволокой за период испытания составила 253 654 тонн угля, а с использованием пластин, наплавленных проволокой DRATEK, 204 698,7 тонн угля.

Библиографический список

1. Технология электрической сварки металлов и сплавов плавлением / под ред. Б.Е. Патона. – М.: Металлургия, 1974 – 768с.
2. Исследование влияния легирующих элементов на износостойкость в сплавах, предназначенных для электрошлаковой наплавки бил молотковых мельниц / М. В. Тепляшин, В. Г. Комков // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ» 2013, Том 4, № 4, С. 1554 – 1561.
3. Разработка экономнолегированного сплава для восстановления бил молотковых мельниц / М. В. Тепляшин, В. Г. Комков, В. А. Стариенко // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ» 2013, Том 4, № 4, С. 1543 – 1549.
4. Разработка состава экономнолегированной Fe-Cr-Mn стали с регулированием содержания и метастабильности аустенита / Чейлях Я.А., Чигарев В.В. // Журнал «Вестник» Приазовского государственного технического университета. Серия: Технические науки. Выпуск № 22 / 2011, С. 103-108.
5. Metlitskii V.A. Flux-cored wires for arc welding and surfacing of cast iron / Welding International. 2008. – Vol 22. – P. 796-800.
6. R. Kejžar & J. Grum. Hardfacing of Wear-Resistant Deposits by MAG Welding with a Flux-Cored Wire Having Graphite in Its Filling \ Welding International. 2005. – Vol 20. – P. 961-976.
7. R. Li. Wear and high temperature oxidation behavior of wire arc sprayed iron based coatings / R. Li, D. Y. He, Z. Zhou, Z. J. Wang & X. Y. Song. // Surface Engineering. 2014. – Vol 30. – P. 784-790.
8. H. R. Ma. Fe-based amorphous coating with high corrosion and wear resistance / H. R. Ma, X. Y. Chen, J. W. Li, C. T. Chang, G. Wang, H. Li, X. M. Wang & R. W. Li // Surface Engineering. 2016. – Vol 46. – P. 1-7.
9. Influence of Filler Metals in Welding Wires on the Phase and Chemical Composition of Weld Metal / N A Kozyrev, I V Osetkovskiy, O A Kozyreva, E A Zernin and D S Kartsev // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Volume 125(2016) - pages 1-7: All-Russia Scientific and Practical Conference on Materials Treatment: Current Problems and Solutions 26–28 November 2015, Yurga, Russia | doi:10.1088/1757-899X/125/1/01/012027.
10. Осетковский И.В., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Попова М.В., Крюков Р.Е. / Изучение влияния кобальта на структуру и свойства наплавленного порошковой проволокой системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni - Mo-V металла // Актуальные проблемы в машиностроении. – 2017. - Т.4. – № 2. - С. 100-106.
11. Influence of the cobalt additive on the flux cored wire of system Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo-V / I.V Osetkovskiy., N.A.Kozyrev, A.I.Gusev, O.A.Kozyreva, R.A. Gizatulin, D.V. Valuev // Key engineering materials- 2017- Vol. 736, -pp 63 doi:10.4028/www.scientific.net/KEM.736.63.
12. Abrasive Wear Resistance Comparative Analysis of the Metal Surfaced by Flux Cored Wires Systems Fe-C-Si-Mn-Ni-Mo-W-V and Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo-V / I.V.Osetkovskiy, N.A.Kozyrev, R.E.Kryukov // Materials and processing Technology. Materials science forum, 2017, Vol. 906, pp. 1-7 | doi:10.428/www.scientific.net/MSF.906.1.
13. Studying the Influence of Tungsten and Chromium Additives in Flux Cored Wire System Fe-C-Si-Mn-Mo-Ni-V-Co on Surfaced Metal Properties/ I.V.Osetkovskiy, N.A.Kozyrev, R.E.Kryukov // Materials and processing Technology. Materials science forum, 2017, Vol. 906, pp. 107-113 | doi:10.428/www.scientific.net/MSF.906.107.
14. Гусев А.И., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Попова М.В., Крюков Р.Е. Изучение структуры и свойств металла, наплавленного порошковой проволокой системы Fe-C-Si-Mn-Cr-

Mo-Ni-V-Co// Актуальные проблемы в машиностроении. – 2017. Т.4.– № 2 . - С. 113-119.

15. Development of a wear-resistant flux cored wire of Fe-C-Si-Mn-Cr-Ni-Mo-V system for deposit welding of mining equipment parts /I V Osetkovsky, N A Kozyrev, R E Kryukov, A AUoltsev and A I Gusev// International Scientific and Research Conference on Knowledge-based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources (KTDMUR2017), 6–9 June 2017, Novokuznetsk, Russian Federation, 2017, Vol. 84, pp. 1-7 ||<https://doi.org/10.1088/1755-1315/84/1/012017References>.

16. Study of the properties of flux cored wire of Fe-C-Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V-Co system for the strengthening of nodes and parts of equipment used in the mineral mining /A I Gusev, N A Kozyrev, A AUoltsev, R E Kryukov, I V Osetkovsky//International Scientific and Research Conference on Knowledge-based Technologies in Development and Utilization of Mineral Resources (KTDMUR2017), 6–9 June 2017, Novokuznetsk, Russian Federation, 2017, Vol. 84, pp. 1-5 ||<https://doi.org/10.1088/1755-1315/84/1/012018References>.

17. Quality of Metal Deposited Flux Cored Wire With the System Fe-C-Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V-Co / A I Gusev, N A Kozyrev, I V Osetkovskiy, R E Kryukov, O A Kozyreva // International Scientific-Practical Conference: Innovations in Fuel and Energy Complex and Mechanical Engineering (FEC-2017)18–21 April 2017, Kemerovo, Russian Federation IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering, 2017 , vol253 pp. 1-7 ||doi:10.1088/1757-899X/253/1/012008.

18. Износостойкость металла, наплавленного порошковыми проволоками систем Fe-C-Si-Mn-Ni- Mo- W-Vи Fe-C-Si-Mn- Cr- Ni- Mo-V /И.В. Осетковский, Н.А. Козырев, А.И. Гусев, Р.Е. Крюков, М.В. Попова//Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 4 (22) – С.21 – 24.

19. Разработка новых порошковых проволок для наплавки деталей, работающих в условиях ударно-абразивного износа / Н.А. Козырев, А.И. Гусев, Р.Е. Крюков, А.А. Усольцев, Л.П. Бащенко // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018.– Вып.7(1423). - С.70-77.

20 Developing New Powder Wire for Surfacing Details Which Works in the Wear Resistace Conditions / A.I. Gusev , N.A. Kozyrev , I.V. Osetkovskiy, A.A. Usoltsev // Materials and processing Technology. Materials science forum, 2018, Vol. 927, pp 126-133||doi:10.4028/www.scientific.net/MSF.927.126.

21. Development of a flux-cored wire for surfacing mining equipment operating in the conditions of shock-abrasive wear / A I Gusev, N A Kozyrev, A A Usoltsev, R E Kryukov, A R Mikhno // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 206 (2018) 012034.-P. 1-6|| doi :10.1088/1755-1315/206/1/012034.

22. Разработка порошковой проволоки для наплавки деталей, работающих в условиях износа / Гусев А.И., Усольцев А.А., Козырев Н.А., Кибко Н.В., Бащенко Л.П.// Известия вузов. Черная металлургия. – 2018. — т. 61. № 11. – С. 898-906.

23. Разработка порошковой проволоки для наплавки деталей, работающих в условиях износа /А.И. Гусев, Н.А. Козырев, В.Е. Хомичева, А.А. Усольцев, Р.Е. Крюков / Вестник РАЕН (Западно-Сибирское отделение) -2018.- вып.21. -С. 109-123.

24.Вентцель Е.С. Теория вероятностей / Е.С. Вентцель. – М.: Высшая школа, 1999. – 576 с.

25.Вентцель Е.С. Теория вероятностей и ее инженерные приложения / Е.С. Вентцель, Л.А. Овчаров. – М.: Издательский центр «Академия», 2003. – 464 с.

26.Гмурман В.Е. Теория вероятности и математическая статистика / В.Е. Гмурман. – М.: Высшая школа, 2003. – 479 с.

27. Пат.2641590 МПК⁸В23 К35/36 В 23 К35/36 Порошковая проволока/ Козырев Н.А., Гусев А.И., Галевский Г.В., Крюков Р.Е., Осетковский И.В., Усольцев А.А., Козырева О.А.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».- № 2016125085/02(039292), Заявл. 22.06.2016.

28. Пат. 2632505 РФ, МПК⁸В23 К35/36 В 23Р6/00 Порошковая проволока/ Козырев Н.А., Осетковский И.В., Галевский Г.В., Крюков Р.Е., Гусев А.И., Козырева О.Е., Усольцев А.А.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».- №

СВАРОЧНЫЙ ФЛЮС НА ОСНОВЕ БАРИЙ – СТРОНЦИЕВОГО МОДИФИКАТОРА И ШЛАКА СИЛИКОМАРГАНЦА

Козырев Н.А., Михно А.Р., Усольцев А.А., Крюков Р.Е., Попова М.В.

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

Аннотация. Рассмотрена возможность использования барий-стронциевого модификатора в качестве рафинирующей и газозащитной флюс – добавки в сварочный флюс на основе шлака производства силикомарганца. Показано влияние данной флюс – добавки на свойства наплавленного металла. Выявлен оптимальный с точки зрения загрязненности металла неметаллическими включениями состав флюса.

Ключевые слова: техногенные отходы, барий – стронциевый модификатор, флюс-добавка, сварочные флюсы, шлак силикомарганца, наплавка, микроструктура, неметаллические включения

WELDING FLUX ON THE BASIS OF BARIUM - STRONTIUM MODIFIER AND SILICO-MANGANESE SLAG

Kozyrev N.A., Mikhno A.R., Usoltsev A.A., Kryukov R.E., Popova M.V.

Siberian state industrial university, Novokuznetsk, Russia, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru

Abstract. The possibility of using the barium-strontium modifier as a refining and gas-protective flux - an additive to the welding flux based on slag from the production of silicomanganese is considered. The effect of this flux - additive on the properties of the deposited metal is shown. The optimal composition of the flux in terms of metal contamination by non-metallic inclusions is revealed.

Keywords: man-made waste, barium - strontium modifier, flux additive, welding fluxes, silico-manganese slag, surfacing, microstructure, non-metallic inclusions

Важной особенностью при изготовлении новых сварочных флюсов является использование рафинирующих добавок способствующие образованию газовой защиты. Обычно для этих целей используются карбонаты кальция, калия, магния и натрия [1,2].

Для этих целей было предложено использование барий – стронциевого модификатора БСК-2 по ТУ 1717-001-75073896 – 2005 производства ООО «НПК Металлтехнопром» с химическим составом, представленным в таблице 1.

Таблица 1 – химический состав барий – стронциевого модификатора

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

Ранее изучалось введение добавки барий-стронциевого модификатора в сварочные флюсы на основе ковшевого электросталеплавильного шлака и шлака силикомарганца [3-9], дальнейшие исследования приведены в данной работе.

В качестве основы флюса использовался шлак силикомарганца производства Западно-Сибирского электрометаллургического завода с химическим составом, мас. %: S 0,15-

0,17 %, P 0,01 %, F 0,28-0,76%, FeO 0,27-0,81 %, CaO 22,85-31,70 %, SiO₂ 46,46-48,16 %, MnO 8,01-8,43%, MgO 6,48-7,92 %, Al₂O₃ 6,91-9,62%, Na₂O 0,26-0,36% K₂O до 0,6 2 %.

Исследования проводили по двум вариантам. В первом варианте в качестве флюс – добавки использовали смесь барий-стронциевого модификатора с жидким стеклом. Схема изготовления представлена на рисунке 1. Во втором варианте использовали в качестве флюс – добавки пыль стронций – бариевого модификатора фракции менее 0,2мм.

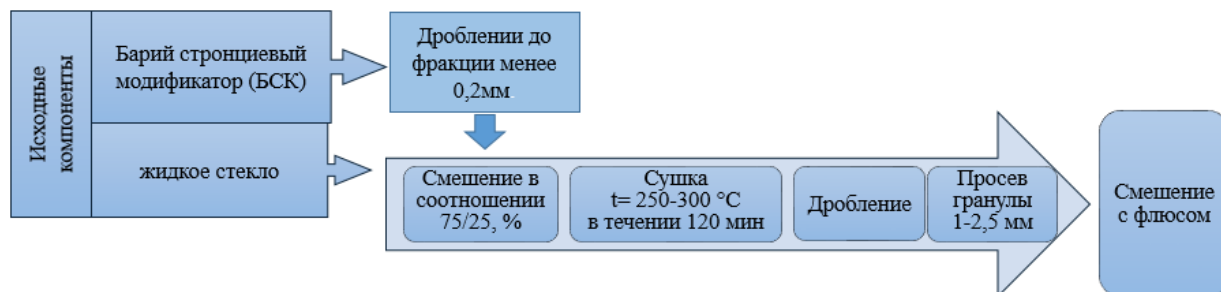


Рисунок 1 – Схема изготовления флюс – добавки по первому варианту.

После подготовки флюс – добавок проводили его смешение в различном компонентном соотношении с основным флюсом (шлак силикомарганца) по первому варианту в количестве 2,4,6,8,10%. По второму варианту 2,6,8,10%.

После смешения флюса с флюс – добавкой проводилась наплавка образцов под слоем флюса в лабораторных условиях с использованием сварочного трактора ASAW-1250, сварочной проволокой Св-08ГА, на наплавочные пластины из стали 09Г2С.

Далее был проведен рентгеноспектральный, и металлографический анализ наплавленных образцов.

Химические составы наплавленных образцов, шлаковых корок и флюса приведены в таблицах 2-4 соответственно

Таблица 2 – Химический состав наплавленных образцов

% добавки	Массовая доля элементов, %												
	C	Cr	Mn	Mo	Si	Ni	Cu	V	Nb	S	P	Ba	Sr
0	0.07	0.05	1.16	0,021	0.43	0.11	0.14	0,007	0,003	0,029	0,018	отс.	отс.
По первому варианту													
2	0.08	0.05	0.83	0,020	0.26	0.13	0.15	0,003	0,004	0,026	0,015	0,0041	0,0004
4	0.07	0.05	0.84	0,020	0.29	0.13	0.15	0,005	0,003	0,025	0,014	0,0054	0,0006
6	0.09	0.04	0.77	0,020	0.26	0.10	0.15	0,004	0,003	0,021	0,011	0,0065	0,0008
8	0,04	0,05	1,28	0,01	0,41	0,08	0,13	0,001	0,012	0,013	0,011	0,0096	0,0010
10	0,04	0,05	1,20	0,01	0,36	0,08	0,12	0,001	0,010	0,014	0,012	0,0119	0,0011
По второму варианту													
2	0.09	0.05	0.76	0,019	0.31	0.13	0.15	0,004	0,002	0,028	0,016	0,0049	0,0001
6	0.08	0.05	0.77	0,017	0.23	0.13	0.14	0,004	0,003	0,026	0,014	0,0058	0,0003
8	0,05	0,04	1,25	0,01	0,41	0,08	0,13	0,003	0,011	0,013	0,011	0,0086	0,0005
10	0,04	0,04	1,26	0,01	0,41	0,08	0,13	0,001	0,011	0,012	0,011	0,0112	0,0006

Таблица 3 – Химический состав шлаковых корок

флюс	Массовая доля элементов, %															
	FeO	CaO	MnO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	ZnO	S	P	F	Cr ₂ O ₃	BaO	SrO	TiO ₂
0	1,69	32,35	7,78	5,55	42,50	6,59	0,01	0,30	0,012	0,21	0,011	0,37	0,04	-	-	0,07
По первому варианту																
2	2,07	31,91	7,54	5,92	43,63	6,52	0,01	0,31	0,006	0,16	0,012	0,45	0,10	0,19.	0,098	0,08
4	2,11	31,45	7,15	5,42	45,31	6,38	0,03	0,43	0,008	0,18	0,017	0,41	0,07	0,38	0,20	0,09
6	1,93	31,37	7,20	5,26	44,30	7,46	0,02	0,39	0,008	0,23	0,017	0,46	0,05	0,34	0,19	0,09
8	2,00	31,19	7,83	3,68	44,55	7,35	0,13	0,53	0,005	0,11	0,023	0,42	0,037	0,64	0,39	0,12
10	1,12	30,60	7,16	3,10	44,90	6,48	0,32	0,84	0,013	0,14	0,047	0,56	0,026	1,52	0,58	0,16
По второму варианту																
2	2,34	31,97	7,42	5,56	43,30	6,59	0,3	0,31	0,004	0,21	0,014	0,38	0,07	0,34	0,20	0,07
6	2,21	30,26	6,95	4,99	45,55	7,06	0,13	0,33	0,011	0,17	0,017	0,38	0,04	0,64	0,39	0,11
8	1,84	31,94	7,78	3,94	45,21	6,87	0,077	0,34	0,004	0,12	0,019	0,38	0,039	0,83	0,41	0,11
10	2,04	31,25	7,36	3,75	44,43	7,50	0,20	0,38	0,003	0,12	0,030	0,48	0,035	1,03	0,54	0,14

Таблица 4 – Химический состав флюса

% добавки	Массовая доля элементов, %															
	FeO	CaO	MnO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	ZnO	S	P	F	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	BaO	SrO
0	0,50	31,34	7,97	5,74	46,09	6,61	0,01	0,40	0,004	0,33	0,011	0,45	0,05	0,07	отс.	отс.
По первому варианту																
2	1,39	31,27	7,68	5,40	46,31	6,48	0,04	0,52	0,008	0,20	0,022	0,48.	0,03	0,09	0,35	0,18
4	0,77	30,56	7,69	5,42	46,11	6,42	0,03	0,49	0,0014	0,38	0,022	0,36	0,04	0,08	0,35	0,21
6	1,11	29,27	7,12	4,75	45,52	6,87	0,20	0,75	0,0012	0,17	0,037	0,45	0,04	0,14	0,79	0,41
8	1,04	31,65	7,14	3,71	43,93	6,22	0,27	0,79	0,003	0,13	0,044	0,41	0,033	0,16	0,95	0,44
10	2,08	30,16	7,09	3,58	43,90	7,17	0,20	0,62	0,011	0,12	0,027	0,34	0,039	0,13	1,45	0,60
По второму варианту																
2	1,32	32,09	8,14	5,35	45,19	6,20	0,01	0,36	0,009	0,43	0,014	0,40	0,05	0,07	0,15	0,087
6	0,33	30,97	8,02	6,01	46,38	6,71	0,01	0,29	0,009	0,18	0,013	0,42	0,03	0,07	0,16	0,092
8	1,89	30,79	7,90	3,03	40,07	5,71	0,57	0,48	0,005	0,13	0,090	0,52	0,028	0,22	1,57	0,99
10	1,01	31,62	7,22	3,29	44,99	6,71	0,32	0,40	0,003	0,14	0,061	0,40	0,021	0,15	2,97	1,11

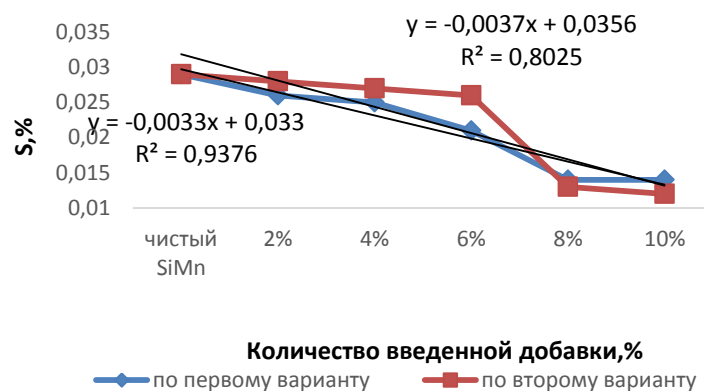


Рисунок 2 – Влияние количества введенной добавки на концентрацию серы в наплавленном слое

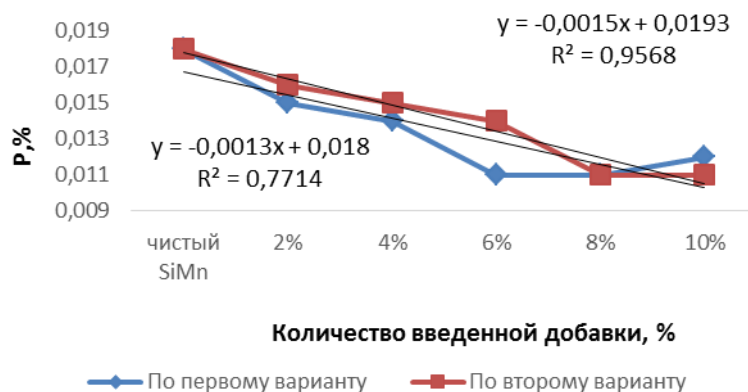


Рисунок 3 – Влияние количества введенной добавки на концентрацию фосфора в наплавленном слое

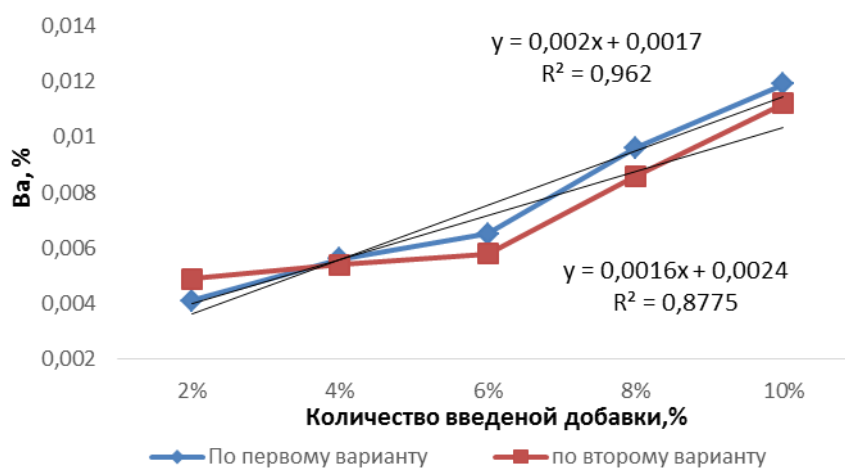


Рисунок 4 – Влияние количества введенной добавки на концентрацию бария в наплавленном слое

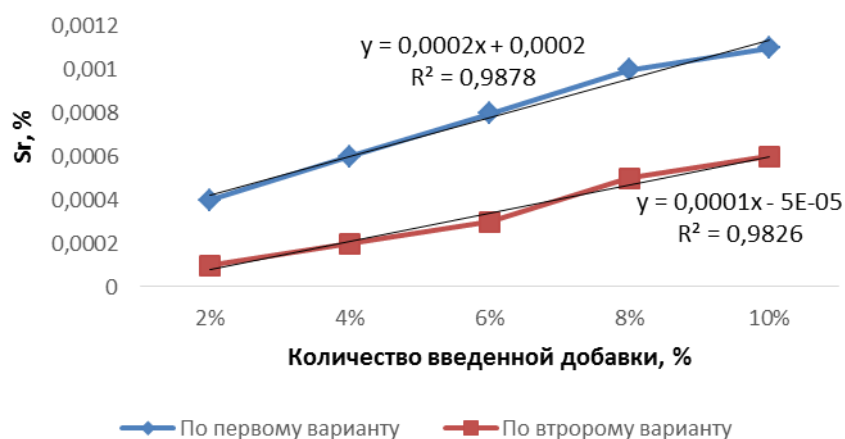
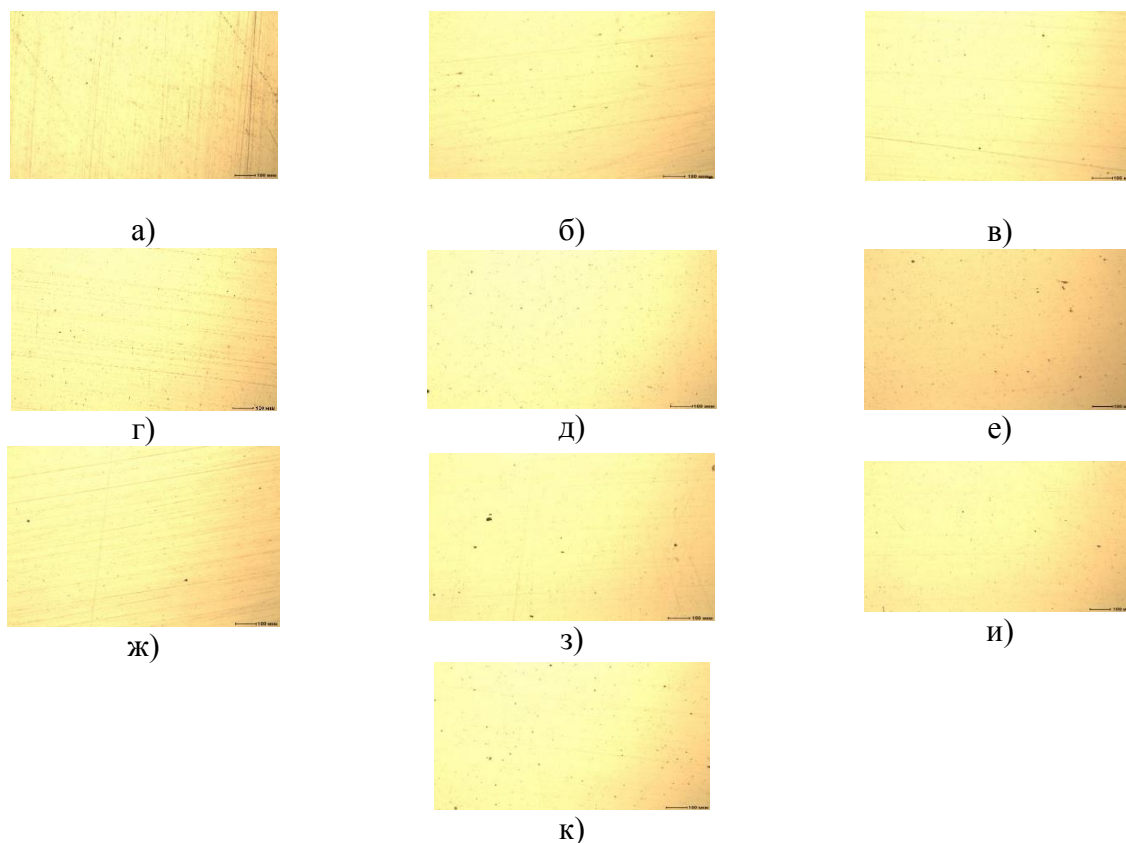


Рисунок 5 – Влияние количества введенной добавки на концентрацию стронция в наплавленном слое

Как видно из рисунков 2-5, происходит незначительное восстановление бария и стронция из материала, причем изменение химического состава наплавленного слоя указывает на повышение степени десульфурации и дефосфорации при использовании флюс - добавки.

Металлографическое исследование проводилось в ЦКП «Материаловедение» СибГИУ с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 при увеличении $\times 100$ на микрошлифах без травления. Оценка неметаллических включений проведена согласно ГОСТ 1778-70.

Результаты исследования неметаллических включений и их вид представлены на рисунке 6 и таблице 5.



Образцы: а) 0%; по первому варианту: б) 2%; в) 4%; г) 6%; д) 8%; е) 10%;

По второму варианту: ж) 2%; з) 6%; и) 8%; к) 10%.

Рисунок 6 – Характер неметаллических включений в наплавленных образцах

Таблица 5 – Характеристика неметаллических включений наплавленных образцов

%	Неметаллические включения, балл		
	силикаты недеформирующиеся	оксиды точечные	сульфиды
0	1б,2б, редко 3б	1а	1а.
По первому варианту			
2	1б,2б	1а	Отс.
4	1б,2б	1а	Отс.
6	1б,2б	1а	Отс.
8	1б,2б	1а	Отс.
10	1б,2б, редко 3б	1а	1а
По второму варианту			
2	1б,2б	1а	Отс
6	1б,2б	1а	Отс.
8	1б,2б	1а	Отс.
10	1б,2б, редко 4б	1а	2б

Показано, что при использовании смеси барий-стронциевого модификатора в количестве 2-8 % с жидким стеклом степень загрязненности наплавленного металла неметаллическими включениями меньше, по сравнению с отсутствием жидкого стекла в добавке, а также содержанием 10% жидкого стекла в ней.

Использование флюс – добавки стронций – бариевого модификатора в количестве 2-8% также уменьшает уровень загрязненности наплавленных образцов неметаллическими включениями по сравнению с применением большего количества добавки (10%).

Вывод:

Проведенные исследования показали, что с использованием флюс – добавки на основе барий – стронциевого модификатора уменьшается количество вредных примесей таких как сера и фосфор, а также снижается уровень загрязненности наплавленных образцов неметаллическими включениями.

Данная флюс – добавка может быть использована в качестве газозащитной и рафинирующей добавки для сварочных и наплавочных флюсов.

Определено, что оптимальным, с точки зрения степени загрязненности наплавленного металла неметаллическими включениями, является использование не более 8 % барий- стронциевой добавки.

Библиографический список

1. Рябчиков И.В. Ферросплавы с редкоземельными и щелочноземельными металлами [Текст]/ И.В. Рябчиков, В.Г. Мизин, Н.П. Лякишев, А.С. Дубровин. - М.: Металлургия, 1983. - 272 с.
2. Дерябин А.А. О механизме модифицирования стали щелочноземельными металлами [Текст]/ А.А. Дерябин, Е.Ю. Берестов// Электрометаллургия. 2008. №6. С. 35 -38.
3. Разработка новых сварочных флюсов и флюс-добавок для сварки и наплавки стали с использованием отходов металлургического производства. Сообщение 3. Флюс добавки для сварочных флюсов, содержащих барий стронциевый карбонатит/ Н. А. Козырев, Р.Е. Крюков, Н.Е. Крюков, И.Н. Ковальский, О.Е. Козырева // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2017.– Вып. 6 (1410). - С. 95-98.
4. Использование барийстронциевого карбонатита при изготовлении сварочных флюсов на основе шлака производства силикомарганца/ Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Бурнаков М.А., Михно А.Р., Федотов Е.Е.// Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XX Международной научно-практической конференции: в 2-х ч. Ч. 1; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – С. 296-299.
5. Исследование и разработка сварочных флюсов с использованием ковшевого электросталеплавильного шлака и барий-стронциевого модификатора для наплавки прокатных валков / Н. А. Козырев, Р. Е. Крюков, А. А. Усольцев, А. Р. Михно, Л. В. Думова // Известия

вузов. Черная металлургия. – 2018. – Т. 61, № 4. – С. 274-279. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

6. Влияние добавки барий-стронциевого карбонатита во флюс на качество сварного шва / У. И. Липатова, И. В. Матинин, А. А. Проводов, Д. И. Кузьменко ; науч. рук. Н. А. Козырев, Р. Е. Крюков // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, 1-3 июня 2016 г. – Новокузнецк : СибГИУ, 2016. – Вып. 20. – Ч. 3 : Естественные и технические науки. – С. 262-265. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

7. Бурнаков, М. А. Возможность использования карбонатов в сварочных флюсах / М. А. Бурнаков, А. Р. Михно ; науч. рук. Р. Е. Крюков // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, 16-18 мая 2017 г. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2017. – Вып. 21. – Ч. 2: Естественные и технические науки. – С. 242-245. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

8. Михно, А. Р. Использование барий-стронциевого карбонатита при изготовлении сварочных флюсов на основе техногенных отходов металлургического производства / А. Р. Михно, Р. Е. Крюков, Н. А. Козырев // Экология и безопасность в техносфере: современные проблемы и пути решения : сборник трудов Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых, аспирантов и студентов, 23-25 ноября 2017 г. – Томск, 2017. – С. 49-55. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

9. Использование барий-стронциевого карбонатита при сварке и наплавке под флюсом горно-шахтных машин / Р. Е. Крюков, Н. А. Козырев, А. А. Усольцев, У. И. Липатова // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов : научный журнал. – 2017. – № 3. – С. 236-241. – URL: <http://library.sibsiu.ru>.

УДК 621.791.927.5

ТРИБОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ИЗНОСОСТОЙКОСТЬ МЕТАЛЛА, НАПЛАВЛЕННОГО ХРОМИСТОЙ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКОЙ

Еремин Е.Н., Лосев А.С., Бородихин С.А., Пономарев И.А.

*Омский государственный технический университет
Омск, Россия, weld_techn@mail.ru*

Аннотация. *Исследованы структурные особенности, износостойкость и характеристики поверхности трения металла наплавленного порошковой проволокой ПП12Х15. Установлено, что массовый износ такого металла составляет 0,00753 г/м, линейный износ 0,0235 мм/м, а коэффициент трения 0,464. Механизм износа металла покрытия обусловлен наличием карбидных соединений, являющихся препятствием для скольжения дислокаций в условиях пластического деформирования.*

Ключевые слова: *наплавка; порошковая проволока; структура; твердость; износостойкость, запорная арматура*

TRIBOLOGICAL CHARACTERISTICS AND WEAR RESISTANCE OF METAL DEPOSITED WITH CHROMIUM FLUX-CORED WIRE

Eremin E.N., Losev A.S., Borodikhin S.A., Ponomarev I.A.

*Omsk State Technical University,
Omsk, Russia, weld_techn@mail.ru*

Abstract. *This article investigates structural features, wear resistance and characteristics of the friction surface of the metal deposited with flux-cored wire PP12H15. It was established that the mass wear of such a metal is 0.00753 g/m, linear wear is 0.0235 mm/m, and the friction coeffi-*

cient is 0.464. The mechanism of wear of the metal coating is due to the presence of carbide compounds, which are an obstacle to the dislocation slip under plastic deformation conditions.

Keywords: surfacing; flux-cored wire; structure; hardness; wear resistance; stop valve.

Поверхностное упрочнение сравнительно дешёвых сталей, используемых для изготовления деталей машин и механизмов, работающих в сложных условиях эксплуатации, находит широкое распространение. Одним из методов активно развивающихся в настоящее время является наплавка рабочих поверхностей порошковыми проволоками.

Значительная номенклатура деталей различных производств, изготавливается из нержавеющей хромистых сталей, сочетающих в себе достаточно высокую прочность и коррозионную стойкость [1]. Такие стали используются также в качестве наплавочных материалов для получения покрытий на детали широкого круга назначения. На их основе разработаны порошковые наплавочные проволоки, содержащие 13 – 17% хрома [2-5]. В то же время исследованиям износостойкости металла, наплавленного такими проволоками, уделяется недостаточное внимание.

Изучение процессов разрушения приповерхностных слоев при фрикционном взаимодействии поверхностей является основной проблемой триботехники [6]. Решение её зависит от знаний закономерностей, протекания процессов пластической деформации, упрочнения и разрушения локальных объектов контактирующих поверхностей.

В связи с этим большое значение имеют прямые экспериментальные исследования структуры и свойств поверхностных слоев на различных этапах фрикционного нагружения и сопоставление полученных результатов с кинетическими закономерностями прочностных и фрикционных характеристик.

Исходя из выше изложенного, в работе изучались структурные превращения при изнашивании, фрикционное упрочнение и основные трибологические свойства металла наплавленного хромистой порошковой проволокой.

В качестве объекта исследования была выбрана хромистая сталь полученная наплавкой порошковой проволокой ПП12Х15.

Твердость наплавленного металла измеряли по методу Роквелла на приборе ТК-2, а микротвердость структурных составляющих определяли по методу Виккерса на микротвердомере Shimadzu HNMV-2 при нагрузках 10 г и 50 г.

Металлографические исследования проводили на оптическом микроскопе AXIO Observer A1m (Carl Zeiss). Микроструктура выявлялась химическим травлением в реактиве состава: CuSO_4 – 4 г; HCl – 20 мл; H_2O – 20 мл.

Испытания в условиях адгезионного изнашивания пар металл-металл осуществляли при трении скольжения без смазки по схеме палец – вращающийся диск (контртело), на машине трения УМТ-2168. На диск производилась кольцевая наплавка покрытым электродом марки ОК Weartrade 55 HD (70X10ГC), обеспечивающего твердость металла покрытия 56-59 HRC. Испытание на износ проводили при нагрузке $F = 0,75$ кН, частоте вращения диска контртела 100 об/мин. Во время испытаний исследуемые образцы находились неподвижно. После каждых 300 оборотов диска производилось взвешивание образцов, т.е. время одного цикла составляло 3 мин, а путь трения образца (пальца) составлял 113 м. Испытание одного из составов проводились до тех пор, пока величина износа равная изменению длины образца не превышала 4-5 мм.

Электронно-микроскопические исследования проводили на растровом электронном микроскопе JEOL JSM-6610-LV с приставкой Inca-350 энергодисперсионного анализа.

Установлено, что значения твердости металла наплавленного порошковой проволокой ПП12Х15 находятся в пределах 35...38 HRC.

Металлографические исследования показали, что такой металл имеет ферритно-мартенситную структуру. По границам зерен наблюдается выделения упрочняющих фаз. Результаты исследования микротвердости структурных составляющих такого металла, приведенные на рисунке 1 показывают наличие в ферритно-мартенситной матрицы, δ -феррита и карбидов (таблица 1). Твердость матрицы невысока и составляет 408...429 HV. Твердость δ -феррита ещё меньше 358...376 HV, а карбидов 551...609 HV.

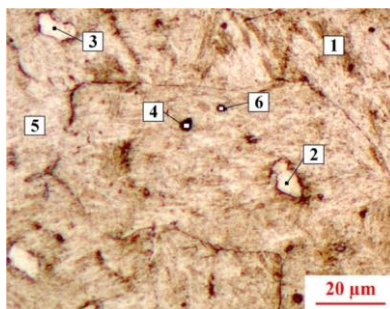
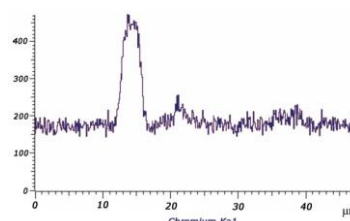
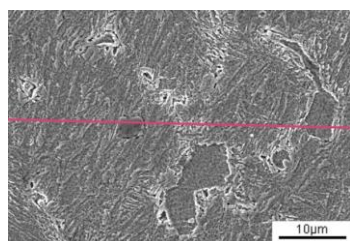


Рисунок 1 - Микроструктура и области замеров микротвердости структурных составляющих наплавленного металла

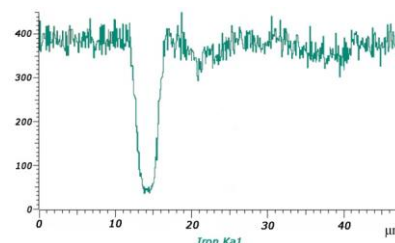
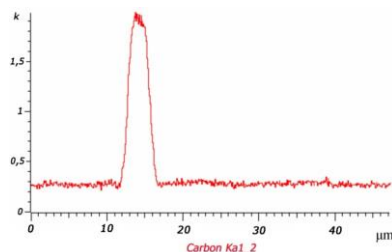
Таблица 1- Микротвердость $HV_{0,01}^*$ и $HV_{0,05}$ структурных составляющих наплавленного металла

№ укола	1	2*	3*	4*	5	6*
HV	408	376	358	551	429	609

Результаты качественного энергодисперсионного анализа (ЭДА), выполненного методом растровой электронной микроскопии такого металла приведены на рисунке 2.



а)



б)

Рисунок 2 - Результаты сканирования структуры наплавленного покрытия, полученного порошковой проволокой ПП12Х15: а) изображение сканируемой микроструктуры; б) концентрационные спектрограммы распределения элементов вдоль линии сканирования

Полученные данные показывают, что основой упрочнения такого металла являются карбиды хрома.

Результаты испытаний на адгезионное изнашивание металла, полученного наплавкой ПП12Х15 приведены в таблицах 2-5 и рисунке 3.

Масса исследуемых образцов с обоймами до испытаний и после испытаний приведены в таблице 2, а их массовый износ и уменьшение их длины в таблицах 3 и 4.

Таблица 2 - Изменение массы образцов с обоймами, гр. в результате испытаний

Кол-во оборотов	Образец 1	Образец 2	Образец 3	Среднее значение
0	20,0266	20,3818	20,4272	20,27853
0-300	19,0616	19,2436	19,4411	19,24877
0-600	18,4173	18,5328	18,7741	18,57473

Таблица 3 - Массовый износ образцов, гр.

Кол-во оборотов	Образец 1	Образец 2	Образец 3	Среднее значение	Относительный износ, г/м
300	0,965	1,1382	0,9861	1,029767	0,0091
300-600	0,6443	0,7108	0,6670	0,6740	0,0060
0-600	1,6093	1,849	1,6531	1,7038	0,00753

Таблица 4 - Изменение по длине образца металла, мм

Кол-во оборотов	Образец 1	Образец 2	Образец 3	Среднее значение
0	18,1	18,03	18,06	18,06333
600	12,63	13,15	12,44	12,74
Износ по длине образцов, мм				
0-600	5,47	4,88	5,62	5,323333

Основные трибологические свойства наплавленного металла ПП12Х15 приведены в таблице 5.

Таблица 5 - Изменение момента трения и коэффициента трения металла ПП12Х15

Кол-во оборотов	Среднее значение момента трения, Н·м	Коэффициент трения
0-300	23,709	0,504
300-600	19,601	0,423
0-600	21,634	0,464

Покрывание характеризуется относительно невысокой износостойкостью. Такой металл выдержал всего 600 оборотов при пути трения 226,048 м.

Как видно средний массовый износ образцов уже после 300 оборотов (для пути трения 113,04 м) составляет 1,029 г. После 600 оборотов (для пути трения 226,048 м) массовый износ составил уже 1.70 г, при этом износ по длине достиг 5,33 мм, значение которого сопоставимо с длиной наплавленной части пальца. Среднее значение относительного износа за испытание составило 0,00753 г/м. Массовый износ для пути трения в 113,04 м составил 0,674 г. Среднее значение линейного износа за испытание составило 0,0235 мм/м. В результате испытаний момент трения упал с 23,709 Н·м (для пути трения 113,04 м) до 19,601 Н·м (для пути трения 226,048 м). Среднее значение момента трения за путь трения 226,048 м составило 21,634 Н·м. Коэффициент трения упал с 0,504 (для пути трения 113,04 м) до 0,423 (для пути трения 226,048 м), а среднее значение при испытаниях составило 0,464.

На рисунке 3 представлена зависимость момента трения от числа оборотов (пути трения).

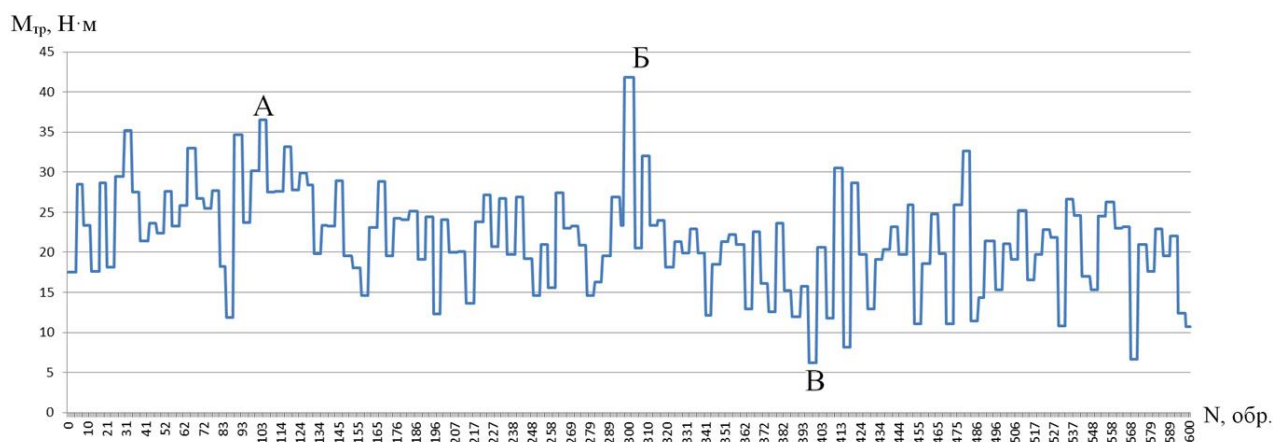


Рисунок 3 - Изменение момента трения наплавленного металла в зависимости от числа оборотов

На приведенной зависимости отмечается поэтапное изменение момента трения. На первом этапе наблюдается монотонный подъем осциллирующей кривой до максимального значения в 37 Н·м при котором достигается критический уровень упругой энергии деформации (точка А). В ряде работ это связывают с плотностью дислокаций [7, 8]. Максимальный уровень прочностных характеристик в конце этого этапа нагружения, по-видимому, имеющий своим конечным результатом достаточное диспергирование и охрупчивание материала, является первопричиной глубокого срыва монотонно возрастающей цикличности. Эти срывы характеризуют следующие этапы протекания процессов упрочнения и разрушения поверхностных слоев. После достижения максимального диспергирования в 42 Н·м (точка Б) наблюдаются спады до 7 Н·м (точка В), соответствующее по времени минимумам интенсивности изнашивания существенно меньших по значению пиков изнашивания в приработочный период, обуславливающие монотонное снижение осциллирующей кривой. Флуктуации кривой момента трения вызваны воздействием частиц разрушенного слоя и повторными циклами прилипания – отрыва между контактирующими пальцем и диском.

Дополнительную информацию о процессах разрушения поверхностного слоя дает анализ его топографии (рисунок 4).

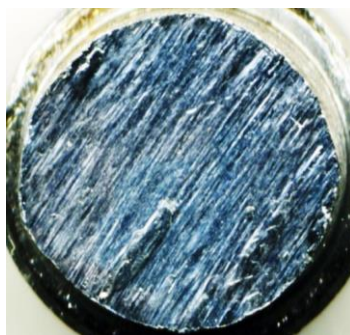


Рисунок 4 - Торцы образца наплавленного металла после испытания на износ

Для образцов прошедших испытание в большей мере характерен бороздчатый с глубинными вырывами рельеф поверхности износа с присутствием как мелких, так и крупных частиц продуктов изнашивания. Наличие борозд и следов вырывов, свидетельствует о протекании процессов адгезионного схватывания контактирующих поверхностей, сопровождающихся их задирами и заеданием.

Наличие таких поверхностных выступов, бороздок и присутствие в них продуктов износа, обуславливает абразивный износ и повышает коэффициент трения. Покрытие ПП12Х15 с его относительно низкой твердостью не обладает достаточным сопротивлением внедрению вершин микронеровностей контртела, что способствует высокой интенсивности изнашивания и повышенному коэффициенту трения за счет увеличенного числа очагов микросхватывания.

Определяющим фактором разрушения при трении является формирование фрагментированного слоя, охватывающего со временем нагружения более глубокие объемы – до десятков микрометров [9]. Длительное фрикционное нагружение приводит к прогрессирующему разрыхлению поверхностного слоя металла, связанному с возрастанием числа очагов разрушения [10]. На стадии максимального диспергирования это разрыхление охватывает более глубокие слои и в сочетании с развитой хрупкостью обуславливает резкое возрастание отслаивающейся массы материала в виде целого слоя. Разрушение этого поверхностного слоя и обуславливает изнашивание металла, которое наблюдается уже после 600 оборотов, т.е. после 226,048 м пути трения.

Для сопоставления результатов трибологических испытаний с микростроением поверхностных слоев при трении были проведены электронно-микроскопические исследования топографии образцов на характерных участках нагружения. Отмечается высокая степень фрагментации исследуемого материала за счет формирования полос скольжения (рисунок 5).

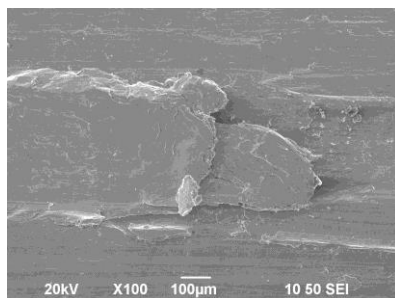


Рисунок 5 - Общий вид поверхности износа наплавленного металла

Микроструктура формирования этих полос скольжения характеризуется регулярным расположением дипольных дислокационных скоплений. Нагружение превращает эти полосы в очаги локализованной деформации в виде мезополос. Этот процесс и приобретает лавинообразный характер и приводит к селективным выбросам продуктов разрушения из зоны фрикционного контакта (рисунок 6).

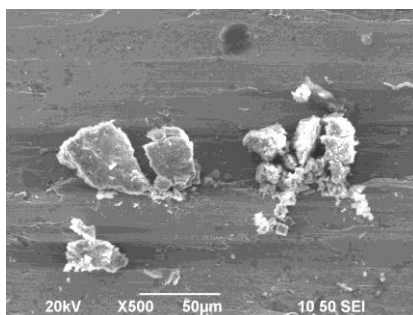


Рисунок 6 - Продукты разрушения в зоне фрикционного контакта

Проявляется локальный характер разрушения сколом по границам элементов субструктуры. Разрушение поверхностных слоев характеризуется, как глобальная потеря сдвиговой устойчивости поверхностного слоя после зарождения и движения мезополос локализованной пластической деформацией, что и обуславливает существенное изнашивание такого материала уже на малых путях трения.

Таким образом, металл, наплавленный порошковой проволокой ПП12Х15, имеет невысокую износостойкость. Механизм износа такого металла обусловлен наличием карбидных соединений, являющихся относительно слабым препятствием для скольжения дислокаций в условиях пластического деформирования поверхности при изнашивании. Порошковая проволока ПП12Х15 может быть использована для нанесения коррозионностойких покрытий на детали, работающие в условиях незначительного адгезионного изнашивания, например на поверхности деталей запорной арматуры нефтетранспортных систем.

Работа выполнена за счет гранта Российского научного фонда (проект №17-19-01224).

Библиографический список

1. Бородулин Г.М., Мишкевич Е.И. Нержавеющая сталь. – М.: Металлургия, 1973. – 319 с.
2. Наплавочные материалы стран – членов СЭВ: кат. / Под ред. И. И. Фрумина. Киев, М.: ВИНТИ, 1979. 620 с.
3. Степин В. С. Современные наплавочные материалы для уплотнительных поверхностей арматуры АЭС и ТЭС / В. С. Степин [и др.] // Арматуростроение. – 2006. – №2. – С. 55-56.
4. Еремин А. Е., Еремин Е. Н., Филиппов Ю. О. [и др.]. Структура и свойства высокохромистого металла запорной арматуры, наплавленного серийно выпускаемыми сварочными проволоками // Омский научный вестник. 2014. № 1 (127). С. 55–58.
5. Влияние термической обработки на структуру и свойства покрытий на основе мартенситной хромистой стали, полученных наплавкой порошковой проволокой / Е. Н. Еремин, А. С. Лосев, С. А. Бородихин, Ю. О. Филиппов, И. А. Пономарев, А. Е. Маталасова // Омский

научный вестник. Сер. Авиационно-ракетное и энергетическое машиностроение. – 2017. – Т. 1, № 2. – С. 41–48.

6. Bhushan B. Principles and Applications of Tribology. Second Edition. John Wiley & Sons, 2013, 980 p. DOI: 10.1002/9781118403020

7. Pinchuk V.G., Korotkevich S.V. Physical patterns of dislocation structure kinetics in friction loaded surface layers // Global Journal For Research Analysis. V. 4. Iss. No. 5. 2015. P. 255–257.

8. Hirth, I. P. The application of dislocation concepts in friction and wear / I.P. Hirth, D.A. Rigney // Dislocations in Solids / Edited by F.R.N. Nsbarro. – 1983. – V.6. Chapter 25. – PP. 3-54.

9. Panin, V. Subsurface layer formation during sliding friction / V. Panin, A. Kolubaev, S. Tarasov, V. Popov // Wear. – 2002. – V.249. – PP. 860-867.

10. Tarasov S., Kolubaev A. Effect of friction on subsurface layer microstructure in friction and martensitic steels // Wear. 1999. V. 231. P. 228–234.

УДК 669.018.9: 621.762.4

КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ НА ОСНОВЕ СПЛАВА СИСТЕМЫ Sn-Sb, ПОЛУЧЕННЫЕ МЕТОДОМ ГОРЯЧЕГО ПРЕССОВАНИЯ

Калашников И.Е., Болотова Л.К., Быков П.А., Катин И.В., Кобелева Л.И.

*ИМЕТ им.А.А. Байкова РАН,
г. Москва, Россия, kalash2605@mail.ru*

Аннотация. Показана возможность получения композиционных материалов на базе сплава В83, содержащих различное количество армирующих частиц методом порошковой металлургии и горячего прессования. Исследована структура и определены трибологические характеристики полученных материалов в зависимости от вида и количества введенных в матрицу добавок. Рекомендованы оптимальные концентрации наполнителей в композиционных материалах при исследуемых параметрах трибонагружения.

Ключевые слова: антифрикционные сплавы, композиционный материал, структура, коэффициент трения, износ

COMPOSITE MATERIALS BASED ON Sn-Sb SYSTEM ALLOY, OBTAINED BY HOT PRESSING METHOD

Kalashnikov I.E., Bolotova L.K., Bykov P.A., Katin I.V., Kobeleva L.I.

*Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science RAS
Moscow, Russia, kalash2605@mail.ru*

Abstract. The present work shows the possibility of obtaining composite materials based on alloy В83, containing different amounts of reinforcing particles, by method of powder metallurgy and hot pressing. The structure of the obtained materials was investigated. Also tribological characteristics of the materials were determined depending on the type and number of additives introduced into the matrix. Optimal concentrations of fillers in composite materials with test parameters under investigation were recommended.

Keywords: antifriction alloys, composite material, structure, friction coefficient, wear

Сплавы на основе олова (баббиты) широко применяются в подшипниках скольжения. Структура баббита представляет собой мягкую матрицу, в которой расположены твёрдые кристаллы интерметаллидных соединений. Недостатками оловянных баббитов является их невысокие износостойкость и усталостная прочность вследствие остроугольной формы крупных интерметаллидов SnSb, вершины и грани которых являются концентраторами

напряжений, а также неоднородность структуры, которая связана с ликвационными процессами, происходящими при кристаллизации и охлаждении.

Улучшение трибологических свойств пластичных антифрикционных металлических материалов можно достигнуть армированием и модифицированием матрицы дискретными керамическими частицами, волокнами кристаллов, гиперфуллереновыми структурами, нановолокнами, углеродными нанотрубками [1-3]. Также, упрочнение пластичной матрицы можно достичь добавлением металлических порошков или частиц интерметаллидных соединений [4]. Такие приемы позволяют повысить твердость, износостойкость и механические свойства подшипников скольжения.

Целью работы являлось: получение КМ на базе сплава Б83, содержащих различное количество армирующих частиц интерметаллидного соединения $Ti-Nb-Al$ или дисперсных алюминиевых гранул состава $Al-Bi$ (5 масс.%); определение трибологических характеристик полученных КМ в зависимости от вида и количества введенных в матрицу добавок.

В качестве матричного материала для изготовления КМ использовали порошок баббита размером менее 500 мкм, полученный механической обработкой сплава Б83 (10-12 %Sb, 5,5-6,5 %Cu, основа-Sn) ГОСТ 1329-74. В качестве армирующих наполнителей: гранулы алюминия (<50 мкм), полученные методом пульверизации жидкого расплава состава - 95 масс.% Al + 5 масс.% Bi) и порошок интерметаллида $Ti-Nb-Al$ (<100 мкм), полученный гидридно-кальциевым способом на ООО "Метсинтез" [5]. Внешний вид порошков приведен на рисунке1.

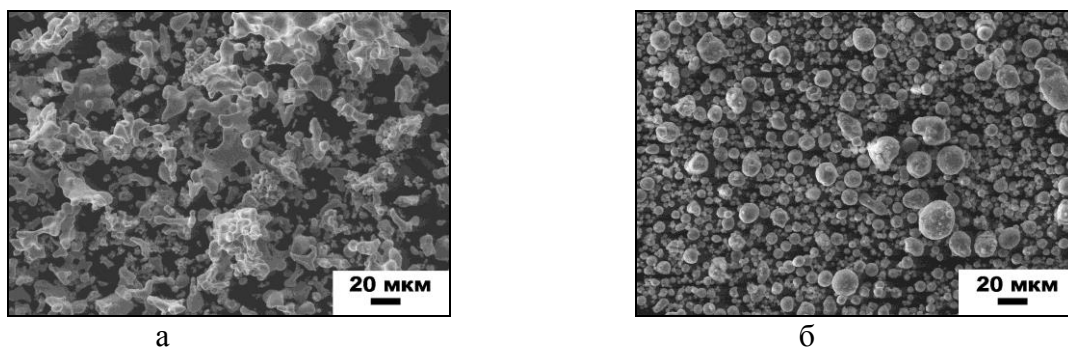


Рисунок 1 - Внешний вид порошков Ti_2NbAl (а) и $Al(Bi)$ (б)

Согласно данным рентгенофазового анализа в порошке интерметаллида $Ti-Nb-Al$ содержание фазы Ti_2NbAl составляло 100%. Результаты МРСА алюминиевых порошков представлены на рисунке2.

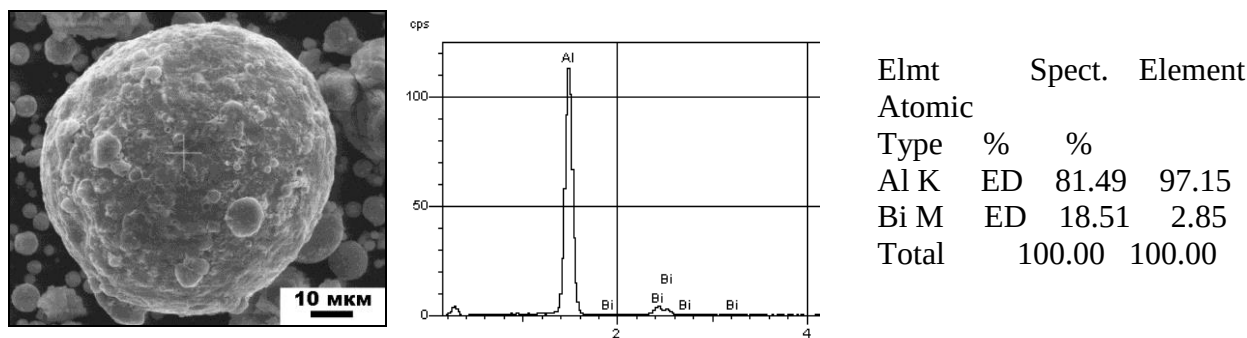


Рисунок 2 - МРСА алюминиевых порошков

Смеси порошков получали методом механического легирования в планетарной мельнице "RETSCH-PM100", составы смесей представлены в таблице 1. Обработку порошков производили в среде аргона в течение 30 мин при скорости вращения мельницы 200 об/мин.

Таблица 1 - Составы образцов

Номера образцов	Состав	Номера образцов	Состав
1	Б83 промышленный	6	Б83+5 масс.% Ti_2NbAl
2	Б83 ГП	7	Б83+0,5 масс.% Al-Bi
3	Б83+0,5 масс.% Ti_2NbAl	8	Б83+1 масс.% Al-Bi
4	Б83+1 масс.% Ti_2NbAl	9	Б83+3 масс.% Al-Bi
5	Б83+3 масс.% Ti_2NbAl	10	Б83+5 масс.% Al-Bi

Полученный гранулят подвергали холодному компактированию в брикеты на механическом прессе ОМА ($P_{max} = 150$ кН) при усилии 320 ± 5 МПа, которые потом спекали в муфельной печи при нагреве их в оснастке до температуры $260 \pm 10^\circ C$ в течение 30 мин. Горячее прессование (ГП) осуществляли при усилии прессования – 320 ± 5 МПа и начальной температуре $280 \pm 10^\circ C$ с последующим охлаждением образца на воздухе под нагрузкой.

В качестве контрольных образцов исследовали промышленный сплав Б83 и образец, полученный ГП без наполнителей (обр. №1, №2).

Структуру полученных образцов КМ анализировали на оптическом микроскопе Лейка DM ILM, оснащенном программой Qwin для анализа изображений. С помощью данного программного обеспечения определяли размеры структурных составляющих КМ.

Трибологические испытания образцов проводили в условиях сухого трения скольжения на установке CETR UMT Multi-Specimen Test System по схеме осевого нагружения: вращающаяся втулка (контртело) из стали 45Х (HRC>63) против неподвижной шайбы (исследуемый образец). Размеры стальной втулки: внутренний диаметр 11,5 мм, наружный диаметр 16,2 мм. Размер шайбы образцов - диаметр 20 мм, толщина 7 мм. Испытания каждого образца проводили при последовательном ступенчатом осевом нагружении до значений 0,5, 1, 1,5, 2, 2,5 МПа. В процессе испытаний осуществлялась непрерывная регистрация силы трения $f_{тр}$, все эксперименты проводились при постоянной скорости скольжения 0,5 м/с; время испытаний при каждой осевой нагрузке составляло 600 с. Путь трения составил 1500 м. Износ образцов определяли взвешиванием по потере массы $\Delta m = m_1 - m_2$, где m_1 , m_2 – масса образца до и после испытания.

Помимо коэффициента трения, поведение образцов при сухом трении скольжения оценивали по величине объемной интенсивности изнашивания I_v :

$$I_v = \Delta m / \gamma \cdot L,$$

где Δm — потеря массы образца;

L — путь трения,

γ - плотность образца.

Результаты исследований и обсуждение. На рисунке 3 представлены структуры исследуемых образцов. В качестве иллюстрации выбраны КМ составов Б83+5масс.% Ti_2NbAl и Б83+5масс.% Al-Bi. На поверхности шлифов образцов с меньшим содержанием армирующих наполнителей наблюдается такая же структура матрицы, отличающаяся долей наполнителей согласно составам КМ, приведенным в таблице 1.

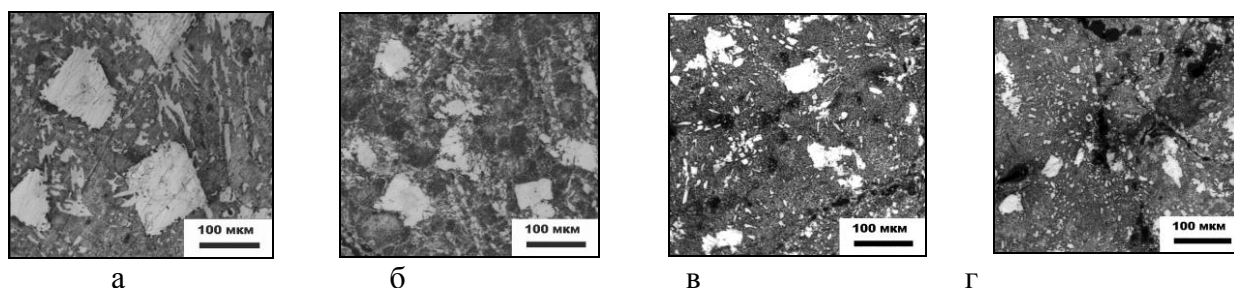


Рисунок 3 - Микроструктура образцов: Б83 пром. (а), Б83 после ГП (б) и КМ составов: Б83+5% Ti_2NbAl (в) и Б83+5% Al(Bi) (г).

При исследовании микроструктуры отмечено значительное измельчение интерметаллида SnSb после горячего прессования по сравнению с литым сплавом. Так, средний размер SnSb в литом сплаве составлял 80-82 мкм, а после ГП – 67-70 мкм. Еще большее измельчение наблюдается при армировании баббита добавками Al-Bi и Ti_2NbAl . Для КМ составов Б83+0,5 масс.% Ti_2NbAl и Б83+0,5 масс.% Al-Bi средний размер SnSb равен 59 мкм и 58 мкм соответственно. При увеличении содержания упрочняющих добавок до 5 масс.% размер интерметаллида остается практически на том же уровне – 56 мкм для КМ Б83+5 масс.% Ti_2NbAl и 55 мкм для КМ Б83+5 масс.% Al-Bi.

Упрочняющие добавки располагаются в виде темных скоплений по границам гранул баббита, их количество зависит от процентного содержания.

На рисунке 4 приведены значения коэффициентов трения при различных нагрузках. Видно, что коэффициенты трения у образцов после ГП баббита (обр.2) ниже, чем у промышленного сплава. Это связано с измельчением структурных составляющих – остроугольных интерметаллидов SnSb и Cu_3Sn в результате обработки исходных порошков в планетарной мельнице и воздействия внешнего давления при компактировании образца. Более значимое понижение коэффициента трения наблюдается при введении в матрицу сплава Б83 армирующих частиц. Наилучшим образом себя показали образцы, армированные 3 масс.% Ti_2NbAl и Al-Bi (№5, №9). Значения коэффициентов трения у них уменьшены в 1,5-2 раза по сравнению с литым сплавом Б83.

На рисунке 5 представлены значения объемной интенсивности изнашивания, рассчитанной по потере массы образцов после полного цикла испытаний. Заметно значительное понижение I_v образцов, армированных 1-3 масс.% Ti_2NbAl (рисунок 5,а). Та же тенденция сохраняется и при введении порошка Al-Bi. Минимальная интенсивность изнашивания отмечена у образца состава Б83- 3 масс.%Al-Bi (рисунок 5,б). Однако, при увеличении содержания армирующих порошков до 5 масс.% интенсивность изнашивания и значения коэффициентов трения возрастают (рисунок 4б и рисунок 5б). Поэтому, количество армирующих добавок равное 0,5 масс.% для Ti_2NbAl и 5 масс.% для Al-Bi следует признать не целесообразным для уменьшения значений коэффициентов трения исследуемых КМ.

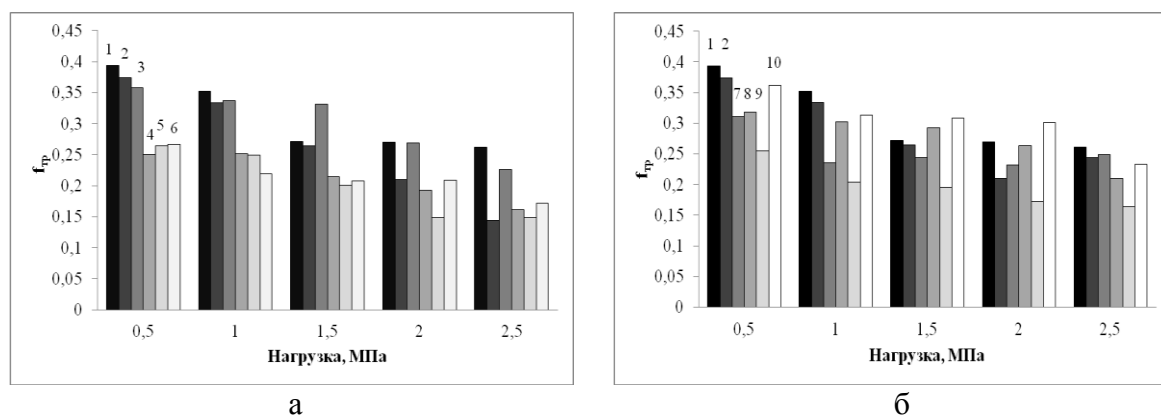


Рисунок 4 - Коэффициенты трения исследуемых образцов: а – КМ системы Б83- Ti_2NbAl , б – КМ Б83- Al(Bi) в сравнении с промышленным сплавом Б83 и после ГП.

Номера - согласно таблицы 1

Таким образом, результаты экспериментов показывают, что введение дискретных наполнителей в сплав баббита однонаправлено влияет на процесс износа изготовленных КМ.

В обоих случаях износостойкость материала возрастает. Однако, такие характеристики вводимых наполнителей, как твердость и прочность существенно сказываются на абсолютных значениях величин изнашивания и коэффициентов трения. При концентрациях 1-3 масс.% введенных интерметаллидных включений фазы Ti_2NbAl , обладающей большей прочностью и твердостью, значения интенсивности изнашивания и коэффициентов трения на 25 % меньше, чем при введении такого же количества более пластичных и менее твердых порошков алюминия.

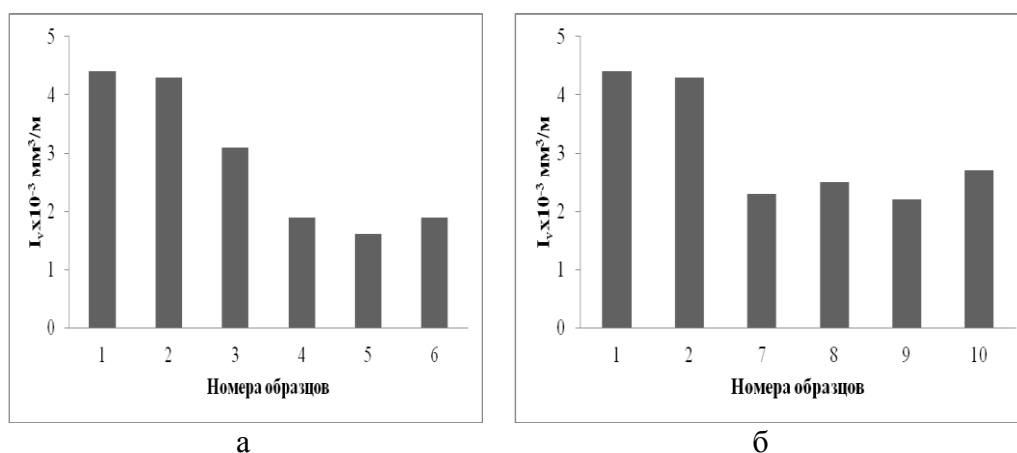


Рисунок 4 - Объемная интенсивность изнашивания образцов. Номера – согласно таблице 1.

При анализе трибологических свойств полученных КМ можно сделать вывод о том, что наилучшим образом себя показали образцы составов Б83- 3 масс.% Ti₂NbAl и Б83- 3 масс.% Al-Vi – у них наименьшие коэффициенты трения и интенсивность изнашивания в исследуемых режимах трибонагружения. Поэтому, для дальнейших технологических задач по получению покрытий из разработанных КМ будут выбраны вышеуказанные составы.

Работа выполнялась по государственному заданию № 075-00746-19-00.

Библиографический список

1. И.Е. Калашников, Л.К. Болотова, П.А. Быков, Л.И. Кобелева, И.В. Катин, Р.С. Михеев, Н.В. Коберник Трибологические свойства композиционных материалов на основе баббита Б83, полученных методом порошковой металлургии. Металлы, 2016, №4, с. 101-107.
2. Чернышова Т.А., Калашников И.Е., Болотова Л.К. Трибологические свойства литых алюмоматричных композитов, модифицированных нанопорошками. Металлургия машиностроения, 2010, №2, с. 21-26.
3. Коберник Н.В., Михеев Р.С., Калашников И. Е., Кобелева Л.И., Болотова Л.К. Трибологические свойства покрытий из баббитовых сплавов, модифицированных углеродными нанотрубками. ФизХОМ, 2016, №2, с. 32-39.
4. A. Tavakoli, R. Liua, X.J. Wu. Improved mechanical and tribological properties of tin-bronze journal bearing materials with newly developed tribology alloy additive. Materials Science and Engineering. 2008. A 489. pp. 389–402.
5. А.В. Касимцев, Ю.В. Левинский. Гидридно-кальциевые порошки металлов, интерметаллидов, тугоплавких соединений и композиционных материалов. Москва: Издательство МИТХТ. 2012. 248 с.

УДК 625.143.48

ИССЛЕДОВАНИЕ УДЕЛЬНОГО ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ РЕЛЬСОВЫХ СТАЛЕЙ

Шевченко Р.А., Кузнецов В.А., Козырев Н.А., Усольцев А.А., Михно А.Р.

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

Аннотация. В настоящей работе было исследовалось влияние температуры нагрева образцов на электросопротивление рельсовой стали. Построена регрессионная модель влияния температуры на удельное электрическое сопротивление рельсовой стали Э76ХФ. Использование данной регрессионной модели позволит производить расчет режимов кон-

тактной стыковой сварки рельсов оплавлением.

Ключевые слова: рельсы, контактная сварка, удельное электрическое сопротивление, температура.

STUDY OF ELECTRIC RESISTANCE OF RAIL STEELS

Shevchenko R.A., Kuznetsov V. A., Kozyrev N.A., Usoltsev A.A., Mikhno A.R.

Siberian state industrial university, Novokuznetsk, Russia, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru

Abstract. In the present work it was studied the effect of heating temperature of samples on the electrical resistance of rail steel. Built a regression model of the effect of temperature on electrical resistivity of rail steel Э76ХФ. The use of this regression model will allow calculation of the modes of contact butt welding of rails melting.

Keywords: rails, welding, electrical resistivity, temperature.

Для моделирования процесса контактной стыковой сварки рельсов оплавлением необходимо знать удельное электросопротивление свариваемого материала. При этом необходимо понимать, что протекание электрического тока происходит не по всему сечению сварного стыка [1–6].

Процесс оплавление - разновидность способа нагрева металлов сопротивлением, при котором тепло выделяется в контакте между деталями при пропускании по ним тока. Напряжение подается на свариваемые детали в момент, когда они разведены, после чего начинается их медленное сближение. При соприкосновении даже ровно обрезанных торцов деталей первые контакты между ними возникают в отдельных местах, по имеющимся микронеровностям. В отличие от других способов нагрева сопротивлением контакты в данном случае доводятся до расплавления. Для этого подводимое напряжение и плотность тока в контактах должны быть достаточно велики, чтобы контакты успели разрушиться раньше, чем их площадь успеет существенно увеличиться в процессе сближения деталей. После взрыва контактов на их месте образуются кратера и форма поверхности постепенно становится неровной. Поэтому контакты в каждой точке на поверхности торцов возникают через определенные промежутки, а места контактирования непрерывно изменяются. В любой момент общая площадь, занимаемая контактами, значительно меньше площади поперечного сечения свариваемых деталей. На большей части поверхности оплавления между торцами имеется зазор, величина которого неодинакова по сечению деталей [7].

При этом нагрев и расплавление микроконтакты между торцами свариваемых деталей происходит за счёт тепла выделяемого по закону Джоуля-Ленца:

$$Q = I^2 R t, \text{Дж} \quad (1)$$

Знание количества выделившейся теплоты позволит корректировать тепловложения при сварке, протяжённость зоны термического влияния (ЗТВ), формирование структуры шва и заранее предсказать получившееся качество сварного соединения, а также предостеречь о возможном образовании дефектов в рельсовой стали. Количество выделяемой теплоты за определённый промежуток времени зависит от площади контактируемых поверхностей и от удельного электросопротивления свариваемого материала.

Удельное электрическое сопротивление рассчитывается по формуле:

$$\rho = \frac{R \cdot S}{l}, \text{Ом} \cdot \text{м} \quad (2)$$

Электрическое сопротивление сплава всегда выше, чем сопротивление любого его компонента. Характер изменения электропроводности сплава зависит от фаз и структур в сплаве, что определяется диаграммой состояния. При нагревании стали образуется неравновесная

структура с большими искажениями кристаллической решетки и внутренними напряжениями. Плотность дефектов по всему объему кристалла резко возрастает, что приводит к значительному росту удельного сопротивления [8, 9]. Так же при нагревании рельсовой стали (эвтектический сплав) выше 727⁰С происходит превращение перлитной структуры в аустенитную.

Авторами производилось исследование влияние химического состава рельсовой стали на удельное электрическое сопротивление [10]. В настоящей работе было проведено измерение электросопротивления рельсовой стали в интервале температур от 0 до 700⁰С. Образцы имели размеры 90×30×10мм. В таблице 1 представлены химический состав рельсовой стали, используемой при исследовании электросопротивления.

Таблица 1 - Химический состав образцов

Химический состав рельсовой стали													
C	Mn	Si	P	S	Cr	V	Cu	Mo	Al	Ni	Nb	Sn	Sb
0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,11	0,005	0,003	0,07	0,001	0,005	0,002

Для нагрева образца использовалась муфельная печь ЭКПС 50. Печь нагревали до 950⁰С устанавливали образцы и производили выдержку в течении 10 минут. Образцы вынимали из печи при 900⁰С, устанавливали на платформу из металла, производили замер температуры и электросопротивления.

Температуру измеряли тепловизором HotFind-D, он позволяет производить измерение температур до 1500⁰С. Тепловизор снабжен неохлаждаемой микроболометрической матрицей в фокальной плоскости объектива разрешением 160×120 пикселей. Передача видеозображения термограмм на ПК производится с помощью платы видеозахвата аналогового сигнала в формате NTSC частотой 60 Гц.

Для замера электрического сопротивления рельсовой стали применяли прибор MI 3250 MicroOhm 10A – компактный микроомметр с испытательным током 10А, предназначенный для измерения сопротивлений сварных соединений, соединений рельсовых путей, обмоток двигателей и генераторов и т.п. Во время измерения использовались электроды специальной формы позволяющие проникать через образовавшуюся при высоких температурах оксидную плёнку.

В таблице 2 представлены результаты замера электросопротивления в мкОм образца при различной температуре. Удельное электросопротивление вычисленное по формуле (2) и представлено на рисунке 1.

Таблица 2 - Зависимость электросопротивления от температуры образцов

№1		№2	
T, °C	R, Ом·10 ⁻⁶	T, °C	R, Ом·10 ⁻⁶
253	93,4	235	85,9
294	100,4	254	90,1
370	113,1	260	91,1
390	117,2	282	95,7
440	130	285	91,6
490	140	290	97,6
540	150	347	102,3
606	180	352	108,6
		402	117,6
		404	117,6
		410	119
		420	120,9
		425	122,5
		505	138,2
		518	135,4
		530	142,6
		537	145,5
		610	166,8

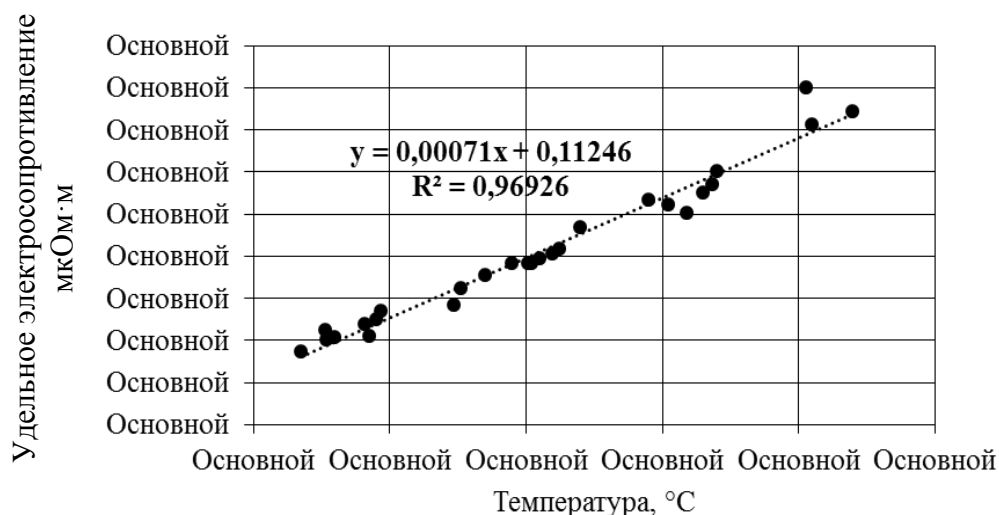


Рисунок 1– Зависимость удельного электрического сопротивления от температуры образцов

Вывод

1. Проведено измерение электрического сопротивления образцов рельсовой стали Э76ХФ в диапазоне температур 200 – 700 °С.
2. Построена регрессионная модель влияния температуры на удельное электрическое сопротивление рельсовой стали Э76ХФ. Использование данной регрессионной модели позволит производить расчет режимов контактной стыковой сварки рельсов оплавлением.

Библиографический список

1. Temperature field evolution during flash-butt welding of railway rails/ L. Weingrill, J. Krutzler , N. Enzinger // Materials Science Forum, Volume 879, pp 2088-2093, May 2016 || doi:10.4028/www.scientific.net/MSF.879.2088
2. Исследование токового режима сварочной машины K1000 при сварке рельсов / Р. А. Шевченко, В. И. Базайкин, С. Н. Кратько, Н. А. Козырев, П. Е. Шишкин // Вестник Российской Академии естественных наук. Западно-Сибирское отделение. – Новокузнецк, 2017. – Вып. 20. - С. 106-111. – Библиогр.: с. 111
3. Анализ токового режима работы сварочной машины К 1100 при сварке рельсов на этапе оплавления / Р. А. Шевченко, В. И. Базайкин, С. Н. Кратько, Н. А. Козырев, А. О. Патрушев // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: сборник научных трудов. – Москва; Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – Вып. 38. - С. 81-87. – Библиогр.: с. 87
4. Расчет оптимальных режимов электроконтактной сварки железнодорожных рельсов / Р. А. Шевченко, Н. А. Козырев, П. Е. Шишкин, Р. Е. Крюков, А. А. Усольцев // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии : сборник научных трудов. – Москва; Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2016. – Вып. 37. - С. 175-180. – Библиогр.: с. 180
5. Статистическая модель управления процессами контактной сварки рельсов / Р. А. Шевченко, Н. А. Козырев, А. А. Усольцев, А. О. Патрушев, П. Е. Шишкин // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 1 (19). - С. 4-8. – Библиогр.: с. 8
6. Шевченко Р. А. Расчет оптимальных режимов электроконтактной сварки железнодорожных рельсов / Р. А. Шевченко, П. Е. Шишкин, А. О. Патрушев ; науч. рук.: Н. А. Козырев // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, 16-18 мая 2017 г. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2017. – Вып. 21. – Ч. 2: Естественные и технические науки. – С. 225-229. – Библиогр.: с. 229

7. Кучук-Яценко С.И. Контактная стыковая сварка непрерывным оплавлением / С.И. Кучук-Яценко, В.К. Лебедев. – Киев: Наукова думка, 1976. – 213 с.: ил. – (АН УССР. Ин-т электросварки им. Е.О. Патона).
8. Электротехническое материаловедение: учебное пособие / Е. Е. Привалов. – М.-Берлин: Директ-Медиа, 2015. – 234 с.
9. Петрова Л.Г., Потапов М.А., Чудина О.В. Электротехнические материалы: Учебное пособие / МАДИ (ГТУ). – М., 2008. – 198 с.
10. Методика определения электрического сопротивления рельсовой стали / В. А. Кузнецов, Р. А. Шевченко, А. А. Усольцев, Н. А. Козырев, Р. Е. Крюков // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: сборник научных трудов. – Москва; Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2018. – Вып. 40. – С. 111-117. – Библиогр.: с. 117

УДК 625.143.48

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ

Кузнецов В.А., Шевченко Р.А., Усольцев А.А., Козырев Н.А., Михно А.Р.

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

Аннотация. Предложена методика измерения электрического сопротивления рельсовой стали, позволяющая корректировать тепловложение при контактной сварке. Оценка влияния химического состава рельсовой стали на величину электрического сопротивления проводилась средствами регрессионного анализа. Получена функциональная зависимость влияния химического состава на величину электрического сопротивления рельсовой стали: Построена математическая модель процесса контактной сварки рельсов.

Ключевые слова: рельсы, методика, электрическое сопротивление.

DETERMINATION OF ELECTRICAL RESISTANCE OF RAIL STEEL

Shevchenko R.A., Kuznetsov V. A., Kozyrev N.A., Usoltsev A.A., Mikhno A.R.

Siberian state industrial university, Novokuznetsk, Russia, kozyrev_na@mtsp.sibsiu.ru

Abstract. The technique of measurement of electrical resistance of rail steel allowing to adjust heat attachment at contact welding is offered. Assessment of the impact of the chemical composition of rail steel at a size of electrical resistance was carried out by means of the regression analysis. Functional dependence of influence of the chemical composition at a size of electrical resistance of rail steel is received: The mathematical model of process of contact welding of rails is constructed.

Keywords: rails, technique, electrical resistance.

Для совершенствования технологии контактного способа сварки рельсов [3-7] и обеспечения качественных характеристик сварного шва требуется знание величин электрического сопротивления рельсовой стали [1,2]. Одной из ключевых проблем, возникающих при подготовке исходных данных для моделирования контактного способа сварки рельсов, является сложность получения достоверных сведений о свойствах материалов [8]. При контактной сварки рельсов важной характеристикой процесса является электрическое сопротивление рельсовой стали. Для ее решения необходимы данные о значениях удельного сопротивления материалов свариваемых деталей в зависимости от их химического состава.

Для определения электрического сопротивления рельсовой стали применяли прибор

MicroOhm 10A (MI 3250) – двунаправленный омметр низких сопротивлений, основанный на 4-проводном методе измерений Кельвина. Прибор предназначен для измерения низких сопротивлений, в частности, для измерения соединения рельсовых путей, сварных соединений.

Для достижения наивысшей точности при измерении низких электрических сопротивлений рекомендуется использовать 4-проводный метод измерения Кельвина (рис.1). При использовании данного метода в результат измерения не включается сопротивление измерительных проводов, и нет необходимости в калибровке и компенсации проводов.

Измерительный ток протекает через неизвестное сопротивление R_x по проводам C1 и C2. Расположение данных проводов не имеет большого значения, но они всегда должны размещаться за проводами P1 и P2. Падение напряжения на R_x измеряется между P1 и P2, поэтому потенциальные провода должны быть расположены точно в тех точках, между которыми измеряется сопротивление. Согласно закону Ома ток, протекающий между двумя точками по проводнику, прямо пропорционален разности потенциалов или падению напряжения между двумя точками, и обратно пропорционален сопротивлению между ними. Данный закон описывается следующим уравнением:

$$I[\text{Amper}] = \frac{U[\text{Volt}]}{R[\text{Ohm}]} \Rightarrow R_x = \frac{U[\text{Volt}]}{I[\text{Amper}]}$$

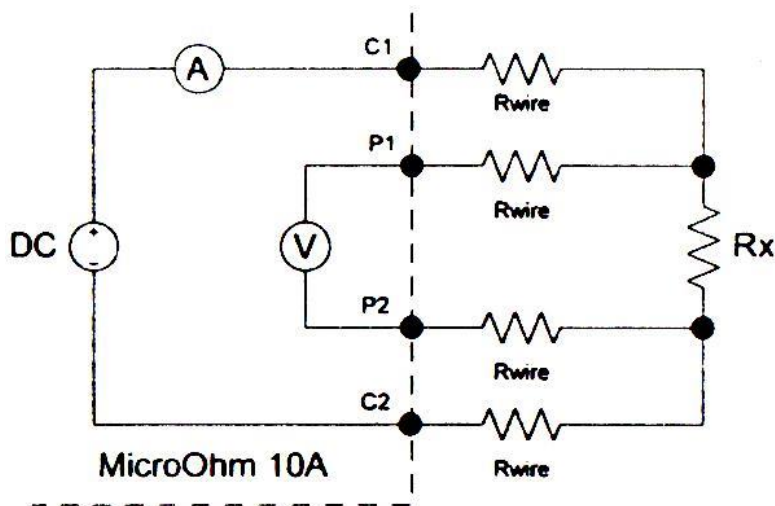


Рисунок 1– Схема проводного метода Кельвина

Для определения электрического сопротивления испытаниям были подвергнуты образцы, вырезанные из рельсовой стали. Размеры образцов: сечение 30 мм × 10 мм, длина - 90 мм. Осуществляли измерение электрического сопротивления на трех образцах для каждого состава рельсовой стали. Усредненные результаты измерений электрического сопротивления и химический состав рельсовых сталей приведен в таблице 1.

Оценка влияния химического состава рельсовой стали на величину электрического сопротивления проводилась средствами регрессионного анализа, который позволяет изучить закономерности изменения результирующего показателя (электрического сопротивления рельсовой стали) в зависимости от её химического состава.

В результате регрессионного анализа получена функциональная зависимость влияния химического состава на величину электрического сопротивления рельсовой стали:

$R_x = 61,648 - 266,56 \cdot C + 227,11 \cdot Mn - 133,68 \cdot Si + 203,39 \cdot Cr + 958,86 \cdot V + 5600,8 \cdot Al - 238,92 \cdot Ni + 141,58 \cdot Cu + 141,67 \cdot Mo + 4902,85 \cdot Nb - 2594,26 \cdot Sb + 1120,23 \cdot P - 2609,77 \cdot S$ (ошибка аппроксимации 1,24 %; $R^2 = 0,953$)

Вычисленные значения средней ошибки аппроксимации свидетельствуют о том, что полученная зависимость является адекватной и её можно использовать для построения математической модели процесса контактной сварки рельсов.

Таблица 1- Химический состав рельсовой стали и электрическое сопротивление

№	Химический состав рельсовой стали														Rx, мкОм,
	C	Mn	Si	P	S	Cr	V	Al	Ni	Cu	Mo	Nb	Sn	Sb	
1)	0,76	0,77	0,53	0,01	0,008	0,37	0,04	0,003	0,06	0,08	0,005	0,002	0,004	0,001	93,00
2)	0,76	0,77	0,53	0,014	0,006	0,36	0,04	0,003	0,06	0,08	0,004	0,001	0,004	0,001	95,33
3)	0,76	0,77	0,53	0,014	0,006	0,36	0,04	0,003	0,06	0,08	0,004	0,001	0,004	0,001	90,63
4)	0,76	0,77	0,53	0,014	0,006	0,36	0,04	0,003	0,06	0,08	0,004	0,001	0,004	0,001	93,57
5)	0,77	0,77	0,53	0,01	0,007	0,38	0,04	0,003	0,08	0,12	0,005	0,002	0,005	0,002	89,35
6)	0,77	0,77	0,53	0,01	0,007	0,38	0,04	0,003	0,08	0,12	0,005	0,002	0,005	0,002	87,27
7)	0,76	0,77	0,53	0,014	0,006	0,36	0,04	0,003	0,06	0,08	0,004	0,001	0,004	0,001	92,63
8)	0,76	0,77	0,53	0,01	0,008	0,37	0,04	0,003	0,06	0,08	0,005	0,002	0,004	0,001	89,00
9)	0,76	0,77	0,53	0,01	0,008	0,37	0,04	0,003	0,06	0,08	0,005	0,002	0,004	0,001	88,43
10)	0,76	0,77	0,53	0,01	0,008	0,37	0,04	0,003	0,06	0,08	0,005	0,002	0,004	0,001	87,73
11)	0,76	0,77	0,53	0,01	0,008	0,37	0,04	0,003	0,06	0,08	0,005	0,002	0,004	0,001	85,47
12)	0,76	0,77	0,53	0,01	0,008	0,37	0,04	0,003	0,06	0,08	0,005	0,002	0,004	0,001	88,78
13)	0,77	0,77	0,53	0,01	0,007	0,38	0,04	0,003	0,08	0,12	0,005	0,002	0,005	0,002	89,33
14)	0,77	0,77	0,53	0,01	0,007	0,38	0,04	0,003	0,08	0,12	0,005	0,002	0,005	0,002	90,07
15)	0,76	0,77	0,53	0,014	0,006	0,36	0,04	0,003	0,06	0,08	0,004	0,001	0,004	0,001	88,30
16)	0,76	0,77	0,53	0,014	0,006	0,36	0,04	0,003	0,06	0,08	0,004	0,001	0,004	0,001	91,07
17)	0,76	0,77	0,53	0,014	0,006	0,36	0,04	0,003	0,06	0,08	0,004	0,001	0,004	0,001	89,17
18)	0,76	0,77	0,53	0,014	0,006	0,36	0,04	0,003	0,06	0,08	0,004	0,001	0,004	0,001	90,16
19)	0,95	0,82	0,43	0,011	0,007	0,27	0,09	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	87,90
20)	0,95	0,82	0,43	0,011	0,007	0,27	0,09	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	90,75
21)	0,91	0,81	0,43	0,01	0,005	0,32	0,09	0,003	0,15	0,09	0,003	0,001	0,004	0,001	91,13
22)	0,91	0,81	0,43	0,01	0,005	0,32	0,09	0,003	0,15	0,09	0,003	0,001	0,004	0,001	91,80
23)	0,95	0,82	0,43	0,011	0,007	0,27	0,09	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	87,17
24)	0,91	0,81	0,43	0,01	0,005	0,32	0,09	0,003	0,15	0,09	0,003	0,001	0,004	0,001	93,13
25)	0,91	0,81	0,43	0,01	0,005	0,32	0,09	0,003	0,15	0,09	0,003	0,001	0,004	0,001	90,07
26)	0,87	0,79	0,54	0,011	0,006	0,3	0,08	0,003	0,08	0,13	0,006	0,002	0,006	0,002	92,63
27)	0,87	0,79	0,54	0,011	0,006	0,3	0,08	0,003	0,08	0,13	0,006	0,002	0,006	0,002	93,12

Продолжение таблицы 1

Химический состав рельсовой стали															R _x , мкОм,
№	C	Mn	Si	P	S	Cr	V	Al	Ni	Cu	Mo	Nb	Sn	Sb	
28)	0,87	0,79	0,54	0,011	0,006	0,3	0,08	0,003	0,08	0,13	0,006	0,002	0,006	0,002	91,74
29)	0,87	0,79	0,54	0,011	0,006	0,3	0,08	0,003	0,08	0,13	0,006	0,002	0,006	0,002	94,20
30)	0,95	0,82	0,43	0,011	0,007	0,27	0,09	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	90,70
31)	0,74	0,79	0,55	0,009	0,005	0,38	0,06	0,002	0,16	0,07	0,003	0,002	0,004	0,001	91,85
32)	0,74	0,79	0,55	0,009	0,005	0,38	0,06	0,002	0,16	0,07	0,003	0,002	0,004	0,001	91,43
33)	0,74	0,79	0,55	0,009	0,005	0,38	0,06	0,002	0,16	0,07	0,003	0,002	0,004	0,001	91,47
34)	0,74	0,79	0,55	0,009	0,005	0,38	0,06	0,002	0,16	0,07	0,003	0,002	0,004	0,001	93,92
35)	0,77	0,85	0,29	0,009	0,007	0,06	0,04	0,003	0,06	0,09	0,003	0,002	0,004	0,001	76,20
36)	0,77	0,85	0,29	0,009	0,007	0,06	0,04	0,003	0,06	0,09	0,003	0,002	0,004	0,001	75,40
37)	0,77	0,85	0,29	0,009	0,007	0,06	0,04	0,003	0,06	0,09	0,003	0,002	0,004	0,001	77,17
38)	0,77	0,85	0,29	0,009	0,007	0,06	0,04	0,003	0,06	0,09	0,003	0,002	0,004	0,001	74,80
39)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	89,20
40)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	88,43
41)	0,77	0,8	0,56	0,008	0,006	0,38	0,04	0,002	0,06	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	92,10
42)	0,77	0,8	0,56	0,008	0,006	0,38	0,04	0,002	0,06	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	89,87
43)	0,77	0,8	0,56	0,008	0,006	0,38	0,04	0,002	0,06	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	90,07
44)	0,77	0,8	0,56	0,008	0,006	0,38	0,04	0,002	0,06	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	93,00
45)	0,74	0,84	0,26	0,009	0,01	0,07	0,04	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	72,77
46)	0,74	0,84	0,26	0,009	0,01	0,07	0,04	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	72,37
47)	0,74	0,84	0,26	0,009	0,01	0,07	0,04	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	73,50
48)	0,74	0,84	0,26	0,009	0,01	0,07	0,04	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	73,23
49)	0,77	0,85	0,29	0,009	0,007	0,06	0,04	0,003	0,06	0,09	0,006	0,002	0,005	0,001	74,68
50)	0,77	0,85	0,29	0,009	0,007	0,06	0,04	0,003	0,06	0,09	0,006	0,002	0,005	0,001	76,27
51)	0,74	0,84	0,26	0,009	0,01	0,07	0,04	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	74,50
52)	0,74	0,84	0,26	0,009	0,01	0,07	0,04	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	73,66
53)	0,74	0,84	0,26	0,009	0,01	0,07	0,04	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	74,54

Окончание таблицы 1

№	Химический состав рельсовой стали														Rx, мкОм,
	C	Mn	Si	P	S	Cr	V	Al	Ni	Cu	Mo	Nb	Sn	Sb	
54)	0,74	0,84	0,26	0,009	0,01	0,07	0,04	0,002	0,07	0,1	0,006	0,002	0,005	0,001	74,90
55)	0,77	0,85	0,29	0,009	0,007	0,06	0,04	0,003	0,06	0,09	0,006	0,002	0,005	0,001	76,93
56)	0,77	0,85	0,29	0,009	0,007	0,06	0,04	0,003	0,06	0,09	0,006	0,002	0,005	0,001	77,40
57)	0,77	0,78	0,53	0,012	0,008	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	89,88
58)	0,77	0,78	0,53	0,012	0,008	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	91,53
59)	0,77	0,78	0,53	0,012	0,008	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	88,58
60)	0,77	0,78	0,53	0,012	0,008	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	90,45
61)	0,78	0,86	0,54	0,01	0,004	0,44	0,003	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	90,08
62)	0,78	0,86	0,54	0,01	0,004	0,44	0,003	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	91,65
63)	0,78	0,86	0,54	0,01	0,004	0,44	0,003	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	91,73
64)	0,78	0,86	0,54	0,01	0,004	0,44	0,003	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	91,00
65)	0,77	0,78	0,53	0,012	0,008	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	90,07
66)	0,77	0,78	0,53	0,012	0,008	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	89,28
67)	0,77	0,78	0,53	0,012	0,008	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	89,73
68)	0,77	0,78	0,53	0,012	0,008	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,006	0,002	0,005	0,002	90,40
69)	0,74	0,79	0,55	0,009	0,005	0,38	0,06	0,002	0,16	0,07	0,003	0,002	0,004	0,001	94,78
70)	0,74	0,79	0,55	0,009	0,005	0,38	0,06	0,002	0,16	0,07	0,003	0,002	0,004	0,001	92,94
71)	0,74	0,79	0,55	0,009	0,005	0,38	0,06	0,002	0,16	0,07	0,003	0,002	0,004	0,001	92,78
72)	0,74	0,79	0,55	0,009	0,005	0,38	0,06	0,002	0,16	0,07	0,003	0,002	0,004	0,001	92,15
73)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	92,20
74)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	90,73
75)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	87,38
76)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	93,25
77)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	87,27
78)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	89,46
79)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	90,37
80)	0,76	0,77	0,53	0,009	0,005	0,37	0,04	0,003	0,07	0,11	0,005	0,001	0,005	0,002	89,78

Выводы:

1. Предложена методика измерения электрического сопротивления рельсовой стали, позволяющая корректировать тепловложение при контактной сварке.
2. Построена математическая модель процесса контактной сварки рельсов.

Библиографический список

1. Козырев Н.А. Железнодорожные рельсы из электростали [Текст]/ Н.А. Козырев, В.В. Павлов, Л.А. Годик, В.П. Дементьев. – Новокузнецк: ЕвразХолдинг, Новокузнецкий металлургический комбинат, 2006. – 388 с.
2. Modern Methods of Rail Welding / N.A. Kozyrev, O.A. Kozyreva, A.A. Usoltsev, R.E. Kryukov, R.A. Shevchenko // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Volume 253 (2017) 012002: International Scientific-Practical Conference: Innovations in Fuel and Energy Complex and Mechanical Engineering (FEC-2017) 18–21 April 2017, Kemerovo, Russian Federation, –pp.1-6|| doi:10.1088/1757-899X/253/1/012002
3. Современные методы сварки рельсов нового поколения / Козырев Н.А., Усольцев А.А., Шевченко Р.А., Крюков Р.Е., Шишкин П.Е. // Известия вузов. Черная металлургия. – 2017. – т. 60. № 10. – С. 785-791.
4. Mitsuru F. Railflash-butt welding technology/ F. Mitsuru, N. Hiroaki, N. Kiyoshi// JFE Technical Report. –2015. – № 20. – Р. 159 – 163.
5. Шур Е.А. Комплексный метод контактной сварки рельсов/ Е.А. Шур, В.А. Резанов// Вестник ВНИИЖТ. – 2012. – № 3. – С. 20 – 22.
6. Выбор оптимальных режимов сварки железнодорожных рельсов / Шевченко Р.А., Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Патрушев А.О., Усольцев А.А. // Сборник трудов XX Международной научно-практической конференции «Металлургия: технологии, инновации, качество»; СибГИУ. – Новокузнецк, – 2017. С.332 – 336
7. Шевченко Р.Е. Совершенствование технологии сварки рельсовой стали с повышенным содержанием хрома [текст]/ Р.Е. Шевченко// Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых Вып. 20 – Ч III. Естественные и технические науки/ Под общей редакцией М.В. Темлянцева; СибГИУ. – Новокузнецк, 2016. – С. 196-198.
8. Компьютерное проектирование и подготовка производства сварных конструкций: Учебное пособие для вузов /С. А. Куркин, В. М. Ховов, Ю. Н. Аксенов и др. М: Изд-во МГТУ им. Н. Э. Баумана, 2002. 464 с.

УДК 621. 762

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПЛАЗМОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО
ПРОИЗВОДСТВА КАРБИДА ЦИРКОНИЯ**

Алексеева Т.И.¹, Галевский Г.В.¹, Руднева В.В.¹, Галевский С.Г.²

¹*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru*

²*Санкт-Петербургский горный университет,
г. Санкт-Петербург, Россия*

Аннотация. Разработан на основе интерпретации результатов теоретических и экспериментальных исследований непрерывный технологический процесс получения карбида циркония в плазмометаллургическом реакторе, включающий плазмогенерацию, плазмообработку цирконий-углеродсодержащего сырья, образование ZrC, принудительное охлаждение и выделение его из потока отходящих от реактора технологических газов.

Ключевые слова: плазмосинтез, карбид циркония, плазмометаллургический реактор, аппаратно-технологическая схема, производительность, технико-экономические показатели.

TECHNOLOGICAL BASES OF PLASMOMETALLURGICAL PRODUCTION CARBIDE ZIRCONIUM

Alekseeva T.I.¹, Galevsky G.V.¹, Rudneva V.V.¹, Galevsky S.G.²

¹ FSBEI of HE "Siberian State Industrial University",
Novokuznetsk, Russia, kafcmetsibsiiu.ru

² St. Petersburg Mining University, St. Petersburg, Russia

Abstract. Based on the interpretation of the results of theoretical and experimental studies, a continuous technological process for the production of zirconium carbide in a plasma-metallurgical reactor was developed, including plasma generation, plasma processing of zirconium-carbon-containing raw materials, formation of ZrC, forced cooling and separation from process gases from the reactor.

Key words: plasma synthesis, zirconium carbide, plasma metallurgical reactor, instrumental and technological scheme, productivity, technical and economic indicators.

Одной из важнейших задач современного материаловедения является получение материалов для работы в экстремальных условиях – при высоких температурах и напряжениях, под воздействием агрессивных сред и т.п. В решении этих задач существенная роль принадлежит использованию соединений тугоплавких металлов с бором, углеродом, азотом, кремнием – боридов, карбидов, нитридов и силицидов, которые, наряду с высокой твердостью и тугоплавкостью, обладают жаростойкостью и жаропрочностью, специфическими физическими и химическими свойствами. Среди карбидов тугоплавких металлов высокими эксплуатационными свойствами обладает карбид циркония, что делает его потенциально пригодным для решения многих задач современного материаловедения. Быстротечный синтез в условиях турбулентного химически активного плазменного потока (т.н. плазмосинтез) в непрерывном режиме обеспечивает получение карбида циркония в нанодисперсном состоянии.

Проведены экспериментальные исследования процессов карбидообразования, протекающих в азотно-водородном высокотемпературном потоке при плазменной переработке, содержащих диоксид циркония – природный газ (метан):

1. На основании полученных результатов выбран в качестве сырья для получения карбида циркония порошок диоксида циркония марки ЦрО ГОСТ 21907-76, природный газ (метан), технический азот ГОСТ 9293-84. Установлено, что продуктом карбидообразования является карбид циркония ZrC.

2. Получены для исследуемого технологического варианта уравнения, описывающие зависимости содержания в продуктах карбида циркония, свободного углерода (в %) от основных технологических факторов:

$$[\text{ZrC}] = -109,72 + 0,0371 T_0 + 0,0034 T_3 - 0,0687 \{ \text{CH}_4 \},$$

$$[\text{ZrO}_2] = 174,44 - 0,02995 T_0 - 0,00236 T_3,$$

$$[\text{C}_{\text{своб}}] = -101,33 + 0,015 T_0 + 0,0079 T_3 + 1,2487 \{ \text{CH}_4 \} - 0,00019 T_0 \{ \text{CH}_4 \} - 0,00008 T_3 \{ \text{CH}_4 \},$$

$$[\text{N}] = -7,092 + 0,0013 T_0 + 0,00064 T_3,$$

(в уравнениях T_0 – начальная температура плазменного потока (5000 – 5400 K); T_3 – температура закалки (2000 – 2800 K); $\{ \text{CH}_4 \}$ – количество восстановителя (100 – 130 % от стехиометрически необходимого для получения ZrC).

3. Определены особенности и предложен вероятный механизм образования карбида циркония по схеме «пар – кристалл», предположительно при взаимодействии паров циркония и циана; составлена обобщенная гипотетическая схема карбидообразования, содержащая 2 зоны: высокотемпературную зону (6000 – 3500 K) формирования реакционной смеси, в которой происходят процессы испарения порошка циркония, и более низкотемпературную

(3500 – 2000 K), в которой происходит конденсация паров циркония, значительное снижение концентрации углеводородов и образование карбида циркония.

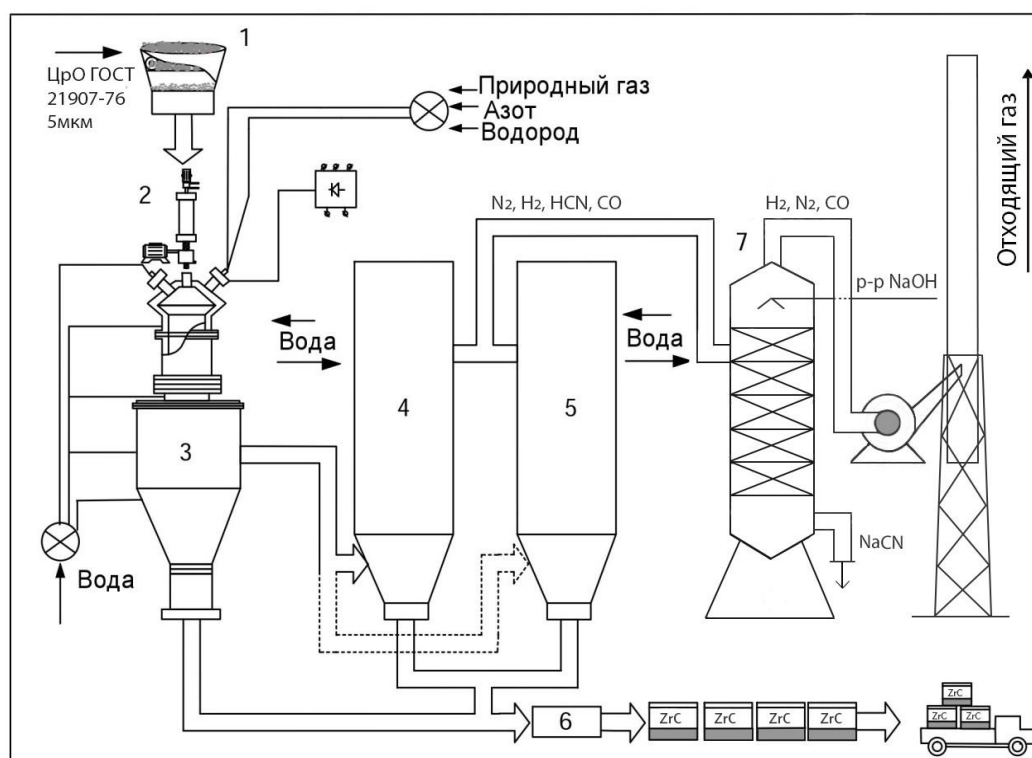
4. Проведена комплексная физико-химическая аттестация карбида циркония. Установлено:

- содержание карбида циркония в полученных продуктах, не контактировавших с воздухом, составляет 94,2 – 93,61 %, сопутствующих примесей, %: диоксида циркония 4,56 – 5,27 %, углерода свободного 1,32 – 1,12 %, азота 1,87 – 2,12 %;

- карбид циркония получен в нанокристаллическом состоянии, представлен ограниченными частицами кубической формы размерного диапазона от 10 до 40 нм.

На основе интерпретации результатов теоретических и экспериментальных исследований разработан непрерывный технологический процесс получения карбида циркония в плазмотехнологическом реакторе.

Для реализации плазмосинтеза карбида циркония предлагается аппаратно-технологическая схема, представленная на рисунке 1 [1-3], включающая следующие операции и стадии: 1) входной контроль сырья и технологических газов; 2) подготовка порошка ZrO_2 : хранение, дозирование; загрузка в порошковый дозатор; 3) плазмообработка; 4) охлаждение и частичное осаждение в закалочной-осадительной камере отходящего от реактора газового потока до рабочей температуры рукавных металлканевых фильтров (600-800 K), отделение от него карбида циркония в фильтрах; 5) аттестация нанокристаллического ZrC по химическому составу и дисперсности, упаковка в запаиваемые двойные полиэтиленовые пакеты и отправка на склад готовой продукции.



- 1 – протирка порошкообразного сырья; 2 – загрузка порошка ZrO_2 в дозатор; 3 – плазмообработка; 4-5 – охлаждение отходящего пылегазового потока и отделение целевого продукта; 6 – сбор, контроль качества и упаковка; 7 – абсорбционный вариант обезвреживания отходящих газов

Рисунок 1 - Аппаратно-технологическая схема получения карбида циркония

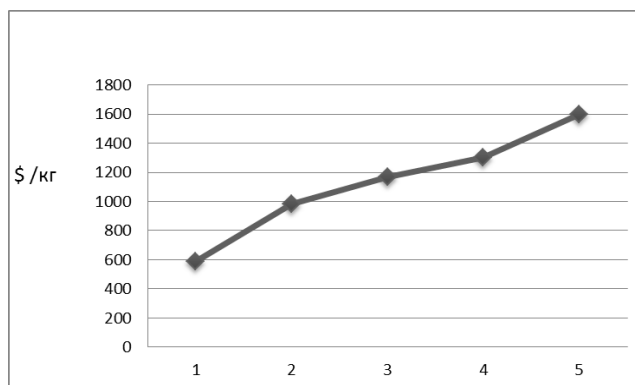
Основные показатели качества и технико-экономические показатели получения карбида циркония для условий производства заказных партий представлены в таблице. Производственная себестоимость и отпускная цена рассчитывались в соответствии с рекомендациями [4]. Требуемый объем инвестиций для организации производства карбида циркония в

составе 3-х плазмометаллургических реакторов общей мощности 450 кВт составляет 123,7 млн. руб. При этом прогнозируется достижение годовой производительности 54 т/год при отпускной цене 35142 руб./кг (576\$/кг). Себестоимость карбида циркония составляет 20539 руб./кг и имеет следующую структуру, %: сырье, материалы, электроэнергия 86; заработная плата и отчисления на социальные нужды 3; содержание и эксплуатация оборудования 4; расходы общецеховые, общехозяйственные, коммерческие 7. Срок окупаемости капитальных вложений составляет четыре месяца.

Таблица 1 – Основные показатели качества и технико-экономические показатели получения карбида циркония

Показатели	Значение
Производственная площадь, м ²	300
Установленная мощность, кВт	450
Количество реакторов, шт	3
Коэффициент использования оборудования, доли ед.	0,7
График работы, количество смен	2 смены x 12 час.
Инвестиции в основные и оборотные фонды, млн. руб.	123,7
Удельный расход газа теплоносителя (азота), т/т	5,73
Удельный расход природного газа (метана), т/т	0,15
Удельный расход цирконийсодержащего сырья, т/т	0,99
Удельный расход электроэнергии, тыс. кВт·ч/т	42,81
Содержание основной фазы (ZrC), %	92
Годовая потребность в сырье, т/год	
- диоксид циркония ЦрО ГОСТ 21907-76	26,3
- природный газ (метан)	4,9
Годовая производительность, т/год	54,5
Плановая себестоимость, руб/кг	20539
Цена (на 01.05.2018), руб/кг	35142
Срок окупаемости капитальных вложений, лет	0,3

Сопоставление цены с ценовыми предложениями для нанокристаллического карбида циркония зарубежных компаний, представленное на рисунке 2, свидетельствуют о конкурентоспособности разработанного технологического процесса.



- 1- Предлагаемая технология; 2-«American Elements» (Лос-Анджелес);
3 - «PlasmaChem GmbH» (Берлин); 4 - «NEOMAT Co» (Саласпилс);
5-«Nanostructured & Amorphous Materials, Inc.» (Хьюстон)

Рисунок 2 - Мировой уровень цен на нанокристаллический карбид циркония

Разработан на основе интерпретации результатов теоретических и экспериментальных исследований непрерывный технологический процесс получения карбида циркония в плазменно-металлургическом реакторе, включающий подготовку сырья, плазмогенерацию, плазмообработку цирконий-углеродсодержащего сырья, образование ZrC , его принудительное охлаждение и выделение из потока отходящих от реактора технологических газов. Технологический процесс обеспечивает в условиях работы с коэффициентом использования оборудования 0,7 производительность 18,16 т/год на один реактор при отпускной цене 35 142 руб./кг.

Сформулированы на основе сформированных представлений об особенностях физико-химических свойств карбида циркония в нанокристаллическом состоянии технические прогнозы и предложения по применению его в составе функциональных защитных покрытий. В условиях ООО «Полимет» установлена целесообразность применения карбида циркония в составе коррозионностойких защитных покрытий на основе никеля взамен используемых наноалмазов.

Библиографический список

1. Дубчак Р.В. Совершенствование производства алюминия за рубежом / Р.В. Дубчак // Цв. металлургия – 1994 - №10 – С. 28-33.
2. Галевский Г.В. Металлургия алюминия. Мировое и отечественное производство: оценка, тенденции, прогнозы. / Г.В. Галевский, Н.М. Кулагин, М.Я. Минцис – М.: Флинта: Наука, 2004 – 280 с.
3. Технология наноматериалов : практикум / Сиб. гос. индустр. ун-т, сост. ; Г.В. Галевский, В.В. Руднева. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2018. – 29 с., ил.
4. Керимов В.Э. Учет затрат, калькулирование и бюджетирование в отдельных отраслях производственной сферы / В.Э. Керимов. – 8-е изд., перераб. И доп. – М.: Издательство торговая корпорация «Дашков и К», 2014. – 384 с.

УДК 669.046

ОСОБЕННОСТИ КАРБОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДА ВОЛЬФРАМА(VI) В ПЛАЗМЕННОМ ПОТОКЕ АЗОТА

Баротов Ф.Б., Ноздрин И.В.

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

Аннотация. Проведено термодинамическое моделирование восстановления оксида вольфрама (VI) метаном в плазменном потоке азота. Установлена возможность 100 %-ного восстановления WO_3 до конденсированного вольфрама в диапазоне температур 1600 – 4800 K при стехиометрическом соотношении компонентов. При снижении температуры от 1600 K до 950 K наиболее термодинамически вероятной становится реакция образования карбида WC.

Ключевые слова: низкотемпературная плазма, термодинамический анализ, оксид вольфрама, вольфрам, карбид вольфрама, «константный» метод.

CARBOTHERMIC RECOVERY FEATURES TUNGSTEN (VI) OXIDE IN PLASMA NITROGEN FLOW

Barotov F.B., Nozdrin I.V.

*"Siberian State industrial University
Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru*

Abstract: A thermodynamic simulation of the reduction of tungsten (VI) oxide with methane in a plasma nitrogen stream was carried out. The possibility of 100% recovery of WO_3 to condensed tungsten in the temperature range of 1600–4800 K with the stoichiometric ratio of components has been established. When the temperature decreases from 1600 K to 950 K, the reaction of formation of WC carbide becomes the most thermodynamically probable.

Keywords: low-temperature plasma, thermodynamic analysis, tungsten, tungsten, tungsten carbide, "the constant" method.

Термодинамические исследования восстановления различных соединений вольфрама в литературе описаны достаточно подробно. Однако большинство результатов применимо к условиям традиционных процессов порошковой металлургии. Термодинамическое моделированию взаимодействий в экстремальных процессах, например, для условий струйных плазменных реакторов весьма немногочисленны и разрознены. В большинстве случаев полученные данные описывают восстановление хлоридов и оксидов вольфрама водородом в аргоновой и водородной плазмах [1-6]. В работе [7] проведены результаты термодинамической оценки взаимодействия оксида вольфрама с конверсированным газом в интервале температур 400 – 5000 K в водородной плазме, свидетельствующая о возможности получения как металлического вольфрама, так и его карбидных фаз. Однако для азотной плазмы таких исследований практически не проводилось.

В связи с этим целью настоящей работы является проведение термодинамических расчетов карботермического восстановления WO_3 метаном, как основной составляющей природного газа, в потоке азотной плазмы для прогнозирования оптимальных параметров получения вольфрама и его карбидов (соотношения компонентов и температуры), определения равновесных показателей процесса (степени превращения сырья в металл, составов газообразных и конденсированных продуктов), оценки вклада в процессы образования вольфрамсодержащих продуктов газофазных реакций, обеспечивающих в условиях плазмометаллургических технологий эффективную переработку дисперсного сырья.

Плазменные струйные процессы получения тугоплавких металлов и их соединений как объекты термодинамического моделирования по сравнению с традиционными имеют ряд характерных особенностей: быстротечность процессов взаимодействия, что позволяет ряду исследователей ставить под сомнение возможность достижения термодинамического равновесия; возможность достижения высокого выхода продуктов только в условиях, обеспечивающих газофазный характер реакций образования. Целесообразность выполнения термодинамических расчетов равновесных составов металлообразующих систем при различных параметрах синтеза обусловлена недостаточностью информации для описания с необходимой точностью и достоверностью кинетики и механизма процессов образования металлов и их соединений. С учетом отмеченных особенностей результаты термодинамического моделирования процессов образования тугоплавких металлов и их соединений следует рассматривать с одной стороны, как прогнозные, требующие экспериментального подтверждения, а с другой – как технологические ориентиры и показатели совершенства реакторов и уровня организации в них процессов тепло- и массообмена [4,7 - 8].

Объектом термодинамического моделирования являлась система W–O–C–H–N. Учитывалась возможность образования следующих компонентов: (газообразные) O, C, H, O_2 , N_2 , H_2 , CH_4 , C_2H_2 , C_2H_4 , NO, NO_2 , H_2O , CN, HCN, CO, CO_2 , W, WO, WO_2 , WO_3 , WC, W_2C , WN, W_2N . При этом учитывалась возможность образования в конденсированном состоянии следующих фаз: W, WO_2 , WO_3 , W_2C , WC, W_2N , WN. Соотношения компонентов приведены в таблице 1.

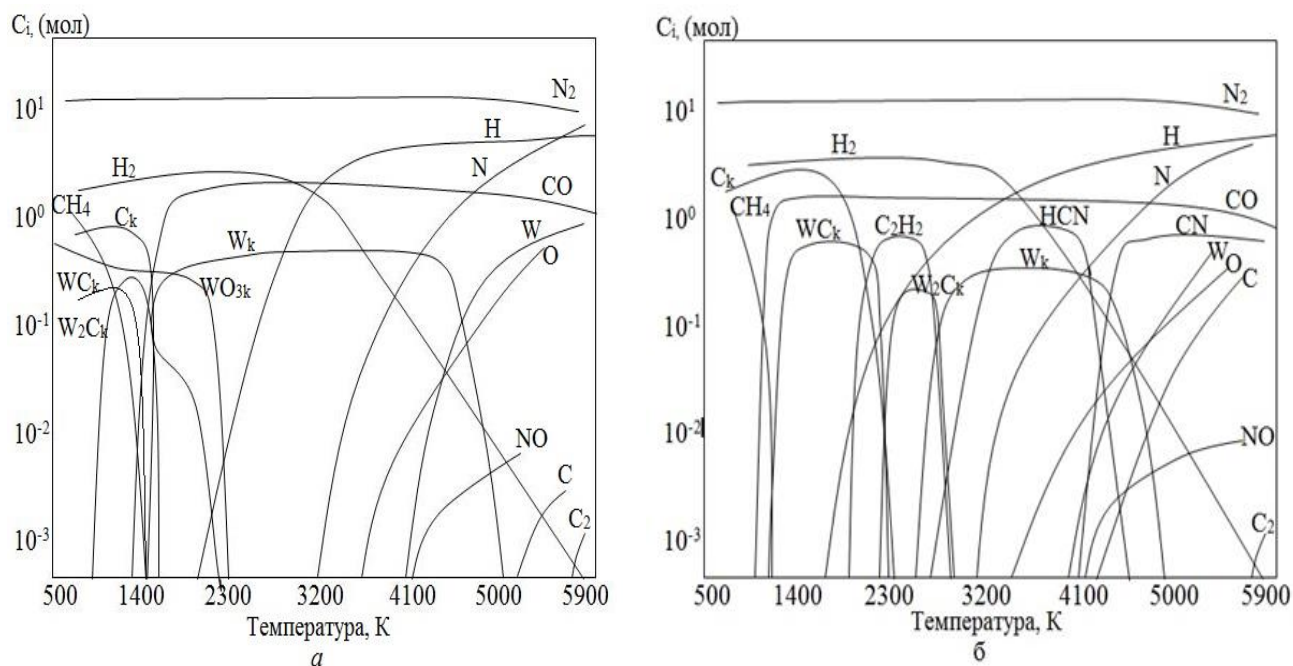
Таблица 1 - Соотношение исходных компонентов, г-ат.

Реакция	W : O : C : H : N
$WO_3 + 3CH_4 = W + 3CO + 6H_2$	0,5 : 1,5 : 1,5 : 6 : 22
$WO_3 + 4CH_4 = WC + 3CO + 8H_2$	0,5 : 1,5 : 2 : 8 : 22

Необходимые для анализа составы газообразных и конденсированных продуктов рас-

считывались «константным методом» Расчеты выполнялись с использованием разработанной в ИХТТИМ СО РАН программы компьютерного моделирования высокотемпературных сложных химических равновесий «PLASMA» с вложенной базой данных термодинамических свойств индивидуальных веществ в области температур 500 – 5900 К при общем давлении в системе 0,1 Мпа. Программа основана на «константном» методе [8 - 9], предполагающем совместное решение уравнений закона действующих масс, материального баланса, постоянства суммарного числа молей газовой смеси и закона Дальтона. Недостающие данные рассчитывались по приближенным методикам [10-11].

Результаты расчета равновесных составов системы W–O–C–H–N представлены на рисунках 1(а,б).



- а) равновесный состав системы W–O–C–H–N при соотношении W : O : C : H : N = 0,5 : 1,5 : 1,5 : 6 : 22 ;
 б) равновесный состав системы W–O–C–H–N при соотношении W : O : C : H : N = 0,5 : 1,5 : 2 : 8 : 22

Рисунок 1 - Результаты термодинамических расчетов системы W–O–C–H–N

Образование вольфрама и его карбидов W_2C и WC наблюдается уже при соотношении реагентов равным стехиометрическому для получения вольфрама (рисунок 1а) и обусловлено возможностью конденсации вольфрама при температуре ниже 4800 К и образования карбидов W_2C и WC ниже 1600 °К за счет протекания следующих реакций:



Однако выход монокарбида вольфрама в этих условиях не превышает 48,0 мол %.

Выход монокарбида вольфрама в диапазоне температур 1600 – 950 °К близок к 100%. Учитывая, что температура конденсации вольфрама выше температурной области существования карбидных фаз можно предположить, что в реальном процессе плазмохимического синтеза возможность образования карбидов вольфрама будет связана с кинетикой науглероживания конденсированных частиц вольфрама твердым углеродом термодинамически допустимой области температур. Поскольку время преобразования реагентов в плазмохимическом реакторе считается – 0,02с, то наиболее реальным представляется образование вольфрам-углеродной смеси со стехиометрическим для получения монокарбида соотношением

компонентов 93,8 мас % W и 6,2, мол % C.

Увеличение количества восстановителя до стехиометрически необходимого для получения монокарбида приводит к расширению температурной области существовавших карбидных фаз (рисунок 1б): карбид W_2C образуется при температуре 2600 – 2150 °K, а карбид WC – при температуре 2150 – 950 °K. В качестве карбидизатора в этом случае выступает ацетилен:



Однако в интервале температур 2150 – 950 °K конденсированных продуктах восстановления наряду с монокарбидом присутствует свободный углерод, образующийся при разложении ацетилена при температуре ниже 2150 K:



В связи с этим в равновесных условиях монокарбид вольфрама может быть получен лишь в смеси со свободным углеродом. Можно также, по-видимому, ожидать вследствие малого времени карбидизации образования дефектных по углероду фаз $\beta - WC_{1-x}$ ($0 \leq x \leq 0,4$).

Таким образом для экспериментального исследования процесса плазменного восстановительного синтеза оксида вольфрама можно рекомендовать соотношение исходных компонентов равным стехиометрическому, обеспечивающему достаточно большую температурную область существования вольфрама и его карбидов.

Библиографический список

1. E. Lassner. Tungsten Properties, Chemistry, Technology of the Element, Alloys, and Chemical Compounds / E. Lassner and W.D. Schubert // Kluwer Academic, Plenum Publishers, New York – 2009.
2. Ильин А.П. Получение нанопорошков вольфрама методом электрического взрыва проводников / А.П. Ильин [и др.]. // Известия Томского политехнического университета, 2004. - № 4. – С. 68-70.
3. Лыков А.М. Термодинамический анализ процессов получения карбидов из хлоридов металлов/ А.М.Лыков, А.Л.Сурис, С.Н. Шорин. – В кн.: II Всесоюзный симпозиума по плазмохимии: Тез. докл. Рига: Зинатне, 1985, т.2, с.182-185.
4. Сурис А.Л. Термодинамика высокотемпературных процессов: справочник /А.Л. Сурис. – М.: Металлургия, 1985. – 568 с.
5. Shapoval V.L. Thermodynamics basis of electrochemical synthesis of tungsten, molybdenum and boron carbides / V.L. Shapoval, Kh.B. Kushkhov, I.A. Navoselova // Inst. Obshchej i Neorganicheskoj Khimi, Ukraine – 2004.
6. Bikhan G. Zur gleichzeitigen Bildung von Blausaure und Acetylen im Stickstoffplasmastrahl / G. Bikhan, H.J. Spangenberg // Chem. Technik. – 1975. –№12. – P. 736-738.
7. Цветков Ю.В. Низкотемпературная плазма в процессах восстановления / Ю.В. Цветков, С.А. Панфилов – М.: Наука, 1980 – 240 с.
8. Ватолин Н.А. Термодинамическое моделирование в высокотемпературных неорганических системах /Н.А. Ватолин, Г.К. Моисеев, Б.Г. Трусов. – М.: Металлургия, 1994. – 352 с.
9. Синярев Г.Б. Применение ЭВМ для термодинамических расчетов металлургических процессов / Г.Б. Синярев, Н.А. Ватолин, Б.Г. Трусов, Г.К. Моисеев. – М.: Наука, 1982. –264 с.
10. Владимиров Л.П. Термодинамические расчеты равновесия металлургических реакций/ Л.П. Владимиров.– М.: Металлургия, 1970.– 528 с.
11. Киреев В.А. Методы практических расчетов в термодинамике химических реакций./ В.А. Киреев. – М.: Химия, 1970. – 519 с.

СЕКЦИЯ 4: ТЕПЛО- И МАССОПЕРЕНОС В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ И АГРЕГАТАХ. РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ, ЭКОЛОГИЯ И УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ

УДК 57.084.2

БИОМОНИТОРИНГ РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ ТЕРРИТОРИЙ ШЛАМОХРАНИЛИЩА АО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Водолеев А.С., Синявский Д.В., Кривцова Ю.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г.Новокузнецк, Россия, botanik-egf@yandex.ru*

Аннотация. В работе дана производственно-экологическая характеристика отходов шламохранилища АО «ЕВРАЗ ЗСМК». В рамках биологического мониторинга проведена оценка физиологического состояния и проанализирован химический состав растений, произрастающих на рекультивированных участках этого техногенного объекта. Дана комплексная оценка экологической безопасности использования осадков сточных вод городских очистных сооружений на субстрате шламохранилища в качестве основного почвоулучшителя.

Ключевые слова: промышленные отходы, шламохранилище, биомониторинг, рекультивированные территории, осадки сточных вод, экологическая безопасность.

BIOMONITORING OF RECLUTATED TERRITORIES OF SLUDMING PLANTS OF EVRAZ ZSMK JSC

Vodoleev A.S., Sinyavsky D.V., Krivtsova Yu.V.

*Siberian State Industrial University
Novokuznetsk, Russia, botanik-egf@yandex.ru*

Abstract. In this paper, the production and environmental characteristics of the waste sludge storages of EVRAZ ZSMK. Within the framework of biological monitoring, an assessment of the physiological state was carried out and the chemical composition of plants growing on the reclaimed areas of this man-made object was analyzed. A comprehensive assessment of the environmental safety of the use of sewage sludge from urban sewage treatment plants on the sludge storage substrate as the main soil conditioner is given.

Keywords: industrial waste, sludge storage, biomonitoring, recultivated territories, sewage sludge, environmental safety.

В настоящее время в промышленно развитых регионах образовались техногенные экосистемы, различающиеся по технологиям формирования и отличающиеся от природных ландшафтов – это транспортные отвалы, возникающие при добыче угля открытым способом, отходы железорудного обогащения – хвостохранилища обогатительных и агломерационных фабрик, золоотвалы ТЭЦ, ГРЭС и т.п. [1].

По типу выполняемых работ мероприятия по рекультивации техногенно нарушенных земель можно подразделить на:

- ландшафтно-восстановительные (землевосстановительные), связанные с восстановлением нарушенного ландшафта (рельефа местности, почвенного и растительного покровов);

- экоохранные (средозащитные), связанные с устранением и нейтрализацией вредного воздействия промышленных отходов на среду жизнеобитания (почву, воду, воздух).

Современные физико-химические методы не дают полной картины экологической ситуации в конкретной местности, поэтому возникает необходимость использовать данные биомониторинга и проводить биоиндикационные исследования.

В основе принципа биологического мониторинга лежит представление о том, что почва как сфера обитания составляет единое целое с населяющими ее популяциями различных организмов. Изменение химического состава среды обитания сопровождается обязательным изменением состава биоты. Биологическая индикация загрязнения окружающей среды может включать в себя методы оценки жизненного состояния растений (физиологические), структуры формирующихся фитоценозов (фитоценотические), пути миграции и превращений химических элементов, поступающих в растения (биохимические).

Шламохранилище – это природоохранный объект, предназначенный для приема, централизованного сбора, накопления и отстаивания твердой фазы пульпы, шламовых и сточных вод промышленных отходов АО «ЕВРАЗ ЗСМК», Западно-Сибирской ТЭЦ, ЦОФ «Кузнецкая» и возврата осветленной воды потребителям. Шламохранилище эксплуатируется с 1964 года. С начала эксплуатации уложено свыше 100 млн. т. отходов.

Общая площадь составляет более 300 га при высоте около 25 м. Со всех сторон шламохранилище окружено дамбой, сложенной смесью крупнодисперсного отсева отходов углеобогащения и шлака конвертерного производства. Дамба представляет собой трапециевидное в разрезе сооружение, внешний склон которого террасирован. Всего на склонах дамбы сформировано две террасы, плоская поверхность которых используется для прокладки технологических дорог. Одновременно эти террасы выполняют защитную роль, охраняя дамбу от разрушения водно-эрозионными и дефляционными процессами, хотя при этом их бровки и крутые склоны продолжают достаточно интенсивно разрушаться. Для закрепления бровок всей поверхности террас требуется, следовательно, применение рекультивационных методов, в частности методов биологической рекультивации, способность создать условия для развития фитоценозов, почвообразования, сопровождающегося формированием прочной дернины. Ширина террас колеблется в пределах 10 – 40 метров. Борты террас в настоящее время не закреплены – их крутизна определяется углом естественного откоса – и по этой причине подвержены разрушению водно-эрозионными и дефляционными процессами. Вид шламохранилища из космоса представлено на рисунке 1.



Рисунок 1 – Шламохранилище АО «ЕВРАЗ ЗСМК», вид со спутника

Оценка физиологического состояния растений шламохранилища. Физиологические показатели были взяты у древесных растений в течение июля вегетационного периода в нижней части склона второй террасы рекультивированного участка №5 в утренние часы с 9-ти до 12-ти часов. Температурный режим находился в пределах 20 – 22°C, освещенность от 25000 до 42000 люкс. Изучалось состояние устьиц, интенсивность фотосинтеза и содержание хлорофилла опытных растений [2].

Состояние устьиц у изучаемых растений свидетельствует о достаточной водообеспеченности их тканей, поэтому вода, как участник световых фотохимических реакций не является лимитирующим фактором. Содержание фотосинтезирующих пигментов способно обеспечивать усвоение углерода на среднем уровне, хотя уровень интенсивности фотосинтеза не достигает своего максимума. Причинами данного несоответствия могут быть дефицит доступных для растений азота и фосфора, обеспечивающих пластический и энергетический обмен при их углеродном питании. Агрохимическая характеристика пород дамбы шламохранилища ЗСМК подтверждает это предположение, тогда как содержание подвижных форм калия вполне достаточное, что обеспечивает нормальный водообмен растений и подтверждается устьичным контролем.

Полученные результаты о физиологических показателях древесных растений свидетельствуют об их адаптационных возможностях, несмотря на высокий суточный температурный режим, дефицит влаги, отсутствие оптимального минерального питания. Коррелятивная зависимость между содержанием хлорофилла в листьях изучаемых растений и интенсивностью фотосинтеза в большей степени проявляется в период июльской засухи.

Внесение нетрадиционных почвоулучшителей – осадков сточных вод (ОСВ) городских очистных сооружений в техногенный субстрат шламохранилища АО «ЕВРАЗ ЗСМК» сопровождается увеличением содержания органического материала и фракций физической глины, что повышает сорбционную способность сформированного органоминерального субстрата (технозема) и, следовательно, приводит к повышению содержания металлов. Последующее разложение органического вещества технозёмов приводит к снижению сорбционной способности и повышению биологической доступности металлов. Чем выше сходство к органическим соединениям, тем в большей степени ионы металла нестабильны: степень их выделения находится в следующем порядке $Cu > Pb > Cr > Zn$. Внесение ОСВ также сопровождается изменением значения pH, что с одной стороны ведет к снижению подвижности металлов в результате комплексообразования, но и опасности образования растворимых металлоорганических комплексов.

Химический анализ растительного материала шламохранилища. При внесении ОСВ в шламохранилище содержание основных биогенных элементов в поверхностном слое рекультивированных участков возрастает: углерода – до 12,3%, азота – до 0,92%. При этом уровень загрязнения тяжелыми металлами снижается: для ванадия – от 3-х (средний) до 2-х (низкий), для олова и ртути – от 2-х (низкий) до 1-го (допустимый). Показатели для мышьяка, меди, никеля и цинка (низкий уровень), а так же для свинца, хрома, кобальта, кадмия и фтора (допустимый уровень) остаются неизменными. По содержанию подвижных форм тяжелых металлов (меди, цинка, свинца и никеля) полученный минералоорганический субстрат шламохранилища отнесен ко второму низкому уровню загрязнения. Содержание кобальта и хрома ниже или соответствует уровню ПДК (ПДК – 6,4 мг/кг).

Анализ химического состава биомассы растений является показателем возможного вторичного загрязнения в результате выноса токсичных элементов из корнеобитаемого слоя. По результатам исследований установлено превышение ПДК концентрации мышьяка, свинца, цинка, никеля, меди и сурьмы на шлаке+ОСВ. Сопоставление содержания указанных элементов в растениях показало, что мышьяк в растениях не был обнаружен (также не обнаружены кадмий, селен, бериллий). Содержание в растениях опытных участков, мг/кг: свинца – 0,3-1,4, цинка – 64 – 400, никеля – 0,7-1,2, меди – 3,7-9,2, ванадия – 0,7-2,7, марганца – 148-274 при валовом содержании этих элементов в техноземах («порода+ОСВ» и «шлак+ОСВ») соответственно, мг/кг свинца - 29 и 40, цинка - 239 и 191, никеля - 32 и 22, меди – 67 и 68, ванадия – 157 и 157, марганца – 563 и 7565. Эти данные показывают, что с точки зрения вы-

носа токсичных элементов потенциальную опасность представляет цинк. Усвоение растениями тяжелых металлов максимально в первые годы размещения ОСВ, с годами концентрация их снижается и становится ниже фонового.

По микробиологической характеристике патогенная микрофлора в изучаемом материале не обнаружена и соответствует СанПиН 4630-88 «Санитарные правила и нормы охраны поверхностных вод от загрязнения» [3, 4]. Внесение ОСВ повышает уровень микробной заселенности до эколого-трофического разнообразия, поэтому ОСВ, как мелиоранты отнесены к «загрязненным» по показателям «коли-титр».

Комплексная оценка экологической безопасности использования ОСВ на породах шламохранилища ОАО «ЗСМК» показало, что этот нетрадиционный почвоулучшитель не может рассматриваться в качестве источника внесения дополнительного загрязнения при проведении рекультивационных работ. Содержание питательных элементов сформированных техноземах при размещении ОСВ повышается, что обеспечивает приживаемость и произрастание растительности. Подбор видового состава посеянных трав (злаков) определяется их устойчивостью к экстремальным условиям и почвоулучшающими свойствами (бобовые), что позволяет сформировать устойчивый фитоценоз в условиях неблагоприятного техногенного воздействия отходов металлургического производства, что самым благоприятным образом может отразиться на экологическое состояние пригородной зоны г. Новокузнецка.

Библиографический список

1. Двуреченский В. Г., Андроханов В. А. Почвенно-экологическое состояние техногенных ландшафтов Новокузнецкого промышленного комплекса // «Живые и биокосные системы». – 2017. – № 20;
2. Отчет о НИР «Экологически безопасное размещение и эффективное использование осадков сточных вод на техногенных ландшафтах Кузбасса». – ФЦП «Интеграция»: Новокузнецк, 2000. – 92 с.
3. СанПин 2.1.7.1038-01 Гигиенические требования к устройству и содержанию полигонов для твердых бытовых отходов.
4. СанПиН 4630-88 Санитарные правила и нормы охраны поверхностных вод от загрязнения.

УДК 66.094.2

ИССЛЕДОВАНИЕ ФАЗОВОГО, ХИМИЧЕСКОГО И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВОВ ПРОКАТНОЙ ОКАЛИНЫ И ОБЕЗВОЖЕННОГО ШЛАМА ГАЗООЧИСТКИ

Аникин А.Е.¹, Галевский Г.В.², Руднева В.В.², Ноздрин Е.В.³

¹Группа компаний «Сибирский проект»,

г. Новокузнецк, Россия, anikin1985@rambler.ru

²Сибирский государственный индустриальный университет,

г. Новокузнецк, Россия, kafcmet@sibsiu.ru

³АО «АрселорМиттал Темиртау»,

г. Темиртау, Республика Казахстан, nozdrin1963@yandex.ru

Аннотация. Проведено исследование физико-химических характеристик прокатной окалины и обезвоженного шлама газоочистки кислородно-конвертерного производства. Определены их химический, фазовый, гранулометрический составы и плотность. Установлено, что содержание общего железа в окалине составляет 73,3 %, в шламе – 41,2 %. Определена технологическая целесообразность применения их в процессах металлзации. При этом необходимо предварительное брикетирование в смеси с углеродистым восстановителем.

Ключевые слова: прокатная окалина, обезвоженный шлак газоочистки, кислородно-

RESEARCH PHASE, CHEMICAL AND GRANULOMETRIC COMPOSITIONS OF ROLLING SCALE AND THE DEHYDRATED GAS PURIFICATION SLIME

Anikin A.E.¹, Galevskiy G.V.², Rudneva V.V.², Nozdrin E.V.³

¹ *Group of companies «Siberian Project»,
Novokuznetsk, Russia, anikin1985@rambler.ru*

² *Siberian state industrial university,
Novokuznetsk, Russia, kafcmet@sibsiu.ru*

³ *JSC «ArcelorMittal Temirtau»,
Temirtau, Republic of Kazakhstan, nozdrin1963@yandex.ru*

Abstract. The research of physical and chemical characteristics of rolling scale and the dehydrated slime of gas purification of oxygen and converter production is conducted. Their chemical, phase, granulometric structures and density are defined. It is established that the content of the general iron in scale is 73.3%, in slime – 41.2%. The technological expediency of their application in metallization processes is defined. At the same time preliminary briquetting in mix with carbonaceous reducer is necessary.

Keywords: rolling scale, the dehydrated gas purification slime, oxygen and converter production, chemical, phase, granulometric structures.

Введение

В настоящее время известны следующие технологические варианты металлизации различного сырья [1-4]:

- 1) Получение частично металлизированных материалов для доменных печей.
- 2) Получение металлизированного продукта (губчатого железа) в твердом виде для переплавки в сталеплавильных агрегатах (температура 500-1000 °C).
- 3) Получение металлизированного продукта в пластическом состоянии (получение кричного железа) для различных целей, в том числе как вариант пирометаллургического обогащения труднообогатимых, бедных и комплексных руд (температура 1100-1400 °C).
- 4) Получение жидкого металла (чугуна или полупродукта) для переплава в сталеплавильных печах (температура выше 1200-1400 °C).

Основными твердофазными процессами металлизации являются процессы Midrex, HyL, Danarex, Finmet и др. [5-9], а основными жидкофазными процессами восстановления железа – Corex, Finex, Ромелт, Ausmelt, HIs melt, TECHNORED и др. [2 - 4].

Металлизация мелкозернистых и порошкообразных оксиджелезосодержащих отходов является важным направлением в металлургии. По данным Всемирной ассоциации производителей стали (World Steel Association) [10] производство железа прямого восстановления за последние 10 лет выросло в мире на 18 %, в России – на 66 %, что говорит о чрезвычайно динамическом развитии данного направления. Особенно актуальной металлизация является для мини-заводов в связи с отсутствием в их составе агломерационного производства, позволяющего металлургическим предприятиям полного цикла перерабатывать прокатную окалину, шламы доменного и сталеплавильного производств и другие оксиджелезо-содержащие отходы. Актуальность проблемы обусловлена значительным количеством мини-заводов в мире – порядка одной тысячи [11], и, соответственно, значительным объемом образования оксиджелезосодержащих отходов. По прогнозам, в 2020 году более 50 % мирового производства стали будет обеспечено именно мини-заводами. На территории бывшего СССР уже построено 7 мини-заводов: в России (Комсомольск-на-Амуре, Калуга, Саратовская, Ростовская и Тюменская области), в Белоруссии (Жлобин) и в Молдавии (Кишинев) [11, 12].

Для исследования процессов металлизации оксиджелезосодержащего техногенного сырья необходимо их физико-химическая аттестация. В качестве объекта исследования вы-

браны прокатная окалина и шламы газоочистки кислородно-конвертерного цеха № 1 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» (шлам ККЦ). Эти материалы исследовались и ранее рядом авторов [13-16], но приведенные данные либо противоречивы, либо недостаточно полны.

Цель исследования

Целью настоящей работы является исследование физико-химических характеристик прокатной окалины и обезвоженного шлама газоочистки кислородно-конвертерного производства (химического, гранулометрического и фазового составов, плотности) – перспективного техногенного оксиджелезосодержащего сырья для получения металлизированных брикетов, востребованных в производстве стали.

Общая характеристика материалов и методы их исследования

Прокатная окалина образуется в результате вторичного окисления поверхностного слоя металла при нагреве перед прокаткой. При нагреве 1 т стали образуется примерно 25-30 кг окалины (2,5-3,0 %) [8]. По данным Всемирной ассоциации производителей стали (World Steel Association) [5], в мире ежегодно образуется до 50 млн. т прокатной окалины, в России – до 1,5 млн. т. На площадке строительного проката АО «ЕВРАЗ ЗСМК» за год образуется примерно 200 тыс. т прокатной окалины. По данным [6], в среднем на одном металлургическом мини-заводе производится 1,0-1,5 млн. т стального проката, следовательно, образуется примерно 25-45 тыс. т прокатной окалины.

В настоящее время стандартной является следующая схема технологического обращения с прокатной окалиной.

1) Окалина первичных отстойников. Окалина является продуктом окисления наружного слоя раскаленного металла. Как правило, технологическая линия прокатных станов представляет собой цепь последовательно соединенных звеньев: нагревательная печь (колодец) – черновая группа клетей – чистовая группа клетей – оборудование для порезки проката – холодильник. Все звенья технологически связаны рольгангами. По всей технологической цепочке предусмотрены специальные подстановые тоннели, куда поступает использованная после охлаждения оборудования стана вода. Сюда же попадает и отделенная от прокатываемого металла окалина. Отделение окалины производится по всей технологической линии. После нагрева в печи или колодце слиток поступает на приемный рольганг, где предусмотрен отбойник окалины. Окалина удаляется также гидросбивом, паровзрывным способом, окалиноломателями. Вся отделенная окалина поступает в подстановый тоннель и транспортируется водой в первичный отстойник окалины, расположенный в цехе и представляющий собой железобетонный колодец прямоугольной формы с двумя рукавами — подводящим и отводящим. В отстойнике осаждаются наиболее крупные частицы окалины размером до 2,5 мм при среднем диаметре частиц 0,5-0,7 мм. Частицы окалины имеют пластинчатую форму. При истинной плотности 4,6-4,9 г/см³ насыпная плотность составляет 1,57-1,37 г/см³. При большом поступлении смазочных материалов в отстойники в окалине обнаруживаются нефтепродукты, что отрицательно влияет на дальнейшую ее утилизацию. В этой окалине содержится до 1,74-3,8 % масел. Из первичного отстойника окалина отгружается грейферным краном в вагоны.

2) Окалина вторичных отстойников. После первичных отстойников вода с мелкими частицами окалины (менее 0,1 мм) поступает на промежуточную насосную станцию, а от нее под давлением подается на вторичные отстойники. Как правило, это многосекционные горизонтальные отстойники. На отстойнике предусмотрена система маслоудаления. Окалина вторичных отстойников содержит повышенное количество нефтепродуктов и воды, что затрудняет ее подготовку и утилизацию. По этой причине этот материал утилизируется в среднем всего на 75,1 %. Окалина из отстойника отбирается грейферным краном. Часть более крупной окалины отбирается из карманов секций и складывается на специальную площадку для подсушивания. По мере поступления вагонов она отгружается потребителям. Содержание нефтепродуктов в этой окалине составляет 1,8 %. Другая часть более мелкой окалины с содержанием нефтепродуктов до 15 % складывается в бетонном бункере и периодически вывозится в отвал.

Наиболее широкое применение окалина нашла в агломерационном производстве в качестве железосодержащего компонента аглошихты.

Шламы кислородно-конвертерного производства образуются при мокрой газоочистке конвертерных газов. Шламы относятся к богатым ($Fe_{\text{общ}} = 55 \div 67 \%$) или относительно богатым железом ($Fe_{\text{общ}} = 40 \div 55 \%$). При мокрой газоочистке образуется 10-30 кг шламов на 1 т выплавляемой стали (1-3 %) [9]. Следовательно, в мире образуется примерно 14,0 – 38,0 млн. т шламов ККЦ, в России – 0,5 – 1,5 млн. т.

В настоящее время стандартной является следующая схема технологического обращения со шламами ККЦ. Шлам образуется в результате разбрызгивания сверху потока технической воды на подающиеся в скруббер снизу конвертерные газы, содержащие высокодисперсную пыль. Утилизация суспензии шлама проводится следующим образом. Шлам передается на комплекс обезвоживания, состоящий из радиального отстойника, вакуум-фильтров и сушильного барабана. В радиальном отстойнике происходит сгущение шламовой пульпы с 200 до 600 г/л, в вакуум-фильтре суспензия шлама фильтруется до влажности 32-36 %, в сушильном барабане шламовая паста сушится при температуре 110-120 °С до влажности 8-10 %. Обезвоженный шлак отгружается потребителю, а осветленная вода доочищается на магнитно-водных сепарационных установках и возвращается в оборотный цикл газоочистки.

Наиболее широкое применение обезвоженный шлак нашел в агломерационном производстве в качестве железосодержащего компонента аглошихты. Удельный расход шлака может достигать 200 кг/т агломерата. Однако существенным недостатком данной технологии является тот факт, что в получаемом агломерате повышается содержание цинка и свинца, что недопустимо вследствие значительного влияния указанных примесей на кладку доменных печей. В связи с этим, предлагается ряд альтернативных технологий, таких, как схема с термообработкой шлака в барабанной вращающейся печи, схема с обработкой шлака азотно-кислым отработанным травильным раствором на станции нейтрализации, а также комбинированная двухстадийная схема с твердофазной металлизацией и удалением цинка из шлака и дальнейшее жидкофазное восстановление частично металлизированного полупродукта. Но некоторые металлургические комбинаты, в частности АО «ЕВРАЗ ЗСМК», часть шлака сбрасывают в шламохранилища. Так, в шламохранилище АО «ЕВРАЗ ЗСМК» накоплено около 2,7 млн. т железа в составе железосодержащих шлаков.

Следует отметить, что шламы газоочистки разных кислородно-конвертерных цехов значительно различаются по свойствам ввиду того, что используются различные технологии плавки, а также существует три технологии отвода и очистки отходящих конвертерных газов:

- 1) системы, работающие с подсосом воздуха через зазор между конвертером и котлом-охладителем и полным дожиганием в последнем оксида углерода, т.е. с коэффициентом расхода воздуха $\alpha > 1$;
- 2) системы, работающие без доступа воздуха в газовый тракт и без дожигания оксида углерода, т.е. при $\alpha < 0,15$;
- 3) системы, работающие с частичным дожиганием оксида углерода в котле-охладителе конвертерных газов, т.е. при $1 > \alpha > 0$.

При выборе между шламами ККЦ-1 и ККЦ-2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» остановились на шламе ККЦ-1 ввиду большего содержания в нем общего железа.

При проведении анализа физико-химических свойств вышеуказанных материалов определялись следующие характеристики: химический, гранулометрический и фазовый составы, а также плотность.

Определение химического состава проводилось по ГОСТ Р 52939-2008. Массовая доля железа общего определялась по ГОСТ 23581.18-81 (Издание 1987 г. с изм. № 1 от мая 1987 г.), массовая доля оксида железа (II) – по ГОСТ 23581.3-79 (Издание 1986 г. с изм. № 1 от июля 1982 г. и № 2 от января 1986 г.), железа металлического – по ГОСТ 23581.11-79 (Издание 1986 г. с изм. № 1 от января 1986 г.), мышьяка – по ГОСТ 23581.8-79 (Издание 1986 г. с изм. № 1 от января 1984 г. и № 2 от января 1986 г.), фосфора – по ГОСТ 23581.19-91, серы – по ГОСТ 23581.20-81 (Издание 1987 г. с изм. № 1 от мая 1987 г.), меди – по ГОСТ 23581.6-79 (Издание 1986 г. с изм. № 1 от января 1984 г. и № 2 от января 1986 г.).

Определение гранулометрического состава проводилось по ГОСТ-27562-87, фазовый

состав определялся методом рентгеновского анализа. Определение плотности проводилось по ГОСТ 26732-88.

Результаты исследований и их обсуждение

Результаты определения химического состава прокатной окалины и шлама приведены в таблице 1. Из таблицы 1 видно, что прокатная окалина имеет большее содержание железа общего (73,3 %), чем шлам ККЦ-1 (41,18 %). Следует отметить, что содержание железа общего в шламе ККЦ-2 составляет около 35 %. В распределении железа по оксидам наблюдается следующая картина: в прокатной окалине на долю FeO приходится 75,5 %, а на долю Fe₂O₃ – 20,86 %; в шламе наоборот, на долю FeO приходится 4,69 %, а на долю Fe₂O₃ – 53,67 %.

Таким образом, прокатная окалина является менее окисленной, чем шлам. Также следует отметить низкое содержание в прокатной окалине (менее 3 %) соединений, не содержащих железа. В шламе, напротив, содержание CaO доходит до 20,59 %. Кроме того, в прокатной окалине на порядок ниже содержание серы и фосфора – 0,036 % и 0,019 % соответственно против 0,21 % и 0,15 % в шламе. Однако в шламе содержатся элементы и соединения, являющиеся легирующими при производстве стали. Это соединения марганца, никеля, ванадия, хрома. Также в шламе содержится до 4,32 % общего углерода, в том числе до 0,82 % твердого углерода. Таким образом, и прокатная окалина, и шлам представляют интерес как оксиджелезосодержащее сырье для процесса металлизации.

Таблица 1 – Химический состав прокатной окалины и шлама

Химический состав, %	Окалина	Шлам
Fe _{общ.}	73,30	41,18
Fe _{привед.}	Не опр.*	54,08
Fe ₂ O ₃	20,86	53,67
FeO	75,50	4,69
SiO ₂	2,24	1,47
Al ₂ O ₃	0,20	0,12
CaO	0,24	20,59
MgO	0,24	0,36
K ₂ O	Не опр.	0,13
Na ₂ O	То же	0,10
TiO ₂	»	0,04
Mn	»	0,74
MnO	0,66	Не опр.
P	0,019	0,15
Cr ₂ O ₃	Не опр	0,016
V ₂ O ₅	То же	0,04
S _{общ.}	0,036	0,21
SO ₃	Не опр.	0,07
S _{сульфид.}	То же	0,18
BaO	»	< 0,01
Ni	»	0,012
Cu	»	0,03
Zn	»	0,28
Pb	»	0,09
As	»	0,0025
C _{общ.}	»	4,32
C _{тв.}	»	0,82
П.п.п.	»	16,57
* Не определялось		

Результаты исследования гранулометрического состава окалины и шлама приведены

в таблице 2. Из таблицы 2 видно, что шлам является более высокодисперсным материалом, чем прокатная окалина.

Преобладающим минералом шлама является магнетит. Также присутствуют гематит, вюстит, кальцит, полевой шпат. Полученные данные хорошо согласуются с данными химического анализа. Истинная плотность прокатной окалины составила от 4,6 до 4,9 г/см³, конвертерных шламов – от 3,5 до 5,0 г/см³. Таким образом, плотность прокатной окалины и шлама ККЦ сопоставима.

Проведенный анализ свойств указанного оксиджелезосодержащего сырья позволяет сделать вывод о целесообразности его использования в процессе металлзации. При этом более предпочтительно использование прокатной окалины ввиду большего содержания в ней общего железа.

Таблица 2 - Гранулометрический состав прокатной окалины и шлама

Содержание класса крупности, %	Окалина	Шлам / Slime
> 2,5 мм	24,7	7,4
1,6-2,5 мм	18,3	3,6
1,0-1,6 мм	20,3	3,8
0,63-1,0 мм	6,1	5,6
0,315-0,63 мм	12,3	8,5
0,16-0,315 мм	11,5	6,9
0,10-0,16 мм	3,7	4,0
0,063-0,10 мм	1,5	4,8
0,05-0,063 мм	1,4	1,9
0,032-0,05 мм	0,2	9,0
0,016-0,032 мм	–	22,3
0,008-0,016 мм	–	10,3
< 0,008 мм	–	11,9
Итого	100,0	100,0

Выводы

Исследованы химический, фазовый, гранулометрический составы и плотность прокатной окалины и обезвоженных шламов газоочистки кислородно-конвертерного цеха № 1 АО «ЕВРАЗ ЗСМК». Содержание общего железа в окалине составляет 73,3 %, в шламе – 41,2 %. При этом содержание FeO и Fe₂O₃ составляет в окалине 75,5 % и 20,9 %, в шламе 4,7 % и 53,7 %. Установлено, что в окалине на порядок ниже содержание серы и фосфора – 0,036 % и 0,019 % соответственно против 0,21 % и 0,15 % в шламе. Шлам содержит также 20,6 % CaO, 4,3 % общего углерода. Гранулометрические составы окалины и шлама существенно отличаются: содержание классов крупности +1,0 мм и -0,016 мм составляет в окалине 63,3 % и 0 %, в шламе – 14,8 % и 44,5 %. Истинная плотность окалины составляет 4,6 – 4,9 г/см³, шлама – 3,5 -5,0 г/см³. Полученные результаты подтверждают технологическую целесообразность использования мелкозернистой окалины и порошкообразного шлама в процессах металлзации, включающих их предварительное брикетирование в смеси с углеродистым восстановителем, например, буроугольным полукоксом, поставляемым в виде мелкозернистого продукта класса 0 – 3 мм.

Библиографический список

1. Юсфин Ю.С., Пашков Н.Ф. Металлургия железа : учеб. для вузов. М.: Металлургия, 2007. 320 с.
2. Люнген Х.Б., Петерс М., Шмеле П. Производство чугуна // Черные металлы. 2010. № 9. С. 52–66.
3. Рощин В.Е., Рощин А.В. Электрометаллургия и металлургия стали : учеб. для вузов. Челябинск : ЮУрГУ, 2013. 572 с.
4. Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Тимофеев Е.С. Экстракция черных металлов из природного и техногенного сырья : учеб. пособие для вузов. Старый Оскол : ТНТ, 2014. 303 с.

5. Казаков Р.А. [и др.] Возможность повышения энергоэффективности при использовании технологий внедоменного получения железа // *Металлург*. 2013. № 2. С. 30–33.
6. Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Ходосов И.Е. Прямое получение железа : состояние вопроса, тенденции // *Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XX Международной научно-практической конференции* (г. Новокузнецк, 2017 г.). Новокузнецк, 2017. Ч. 1. С. 130-134.
7. Тимофеева А.С. [и др.]. Ресурсосбережение в металлургии прямого восстановления железа // *Бюллетень «Черная металлургия»*. 2014. № 2. С. 35-39.
8. Nokhrina O.I., Rozhikhina I.D., Rybenko I.A., Khodosov I.E. Energy-efficient reduction of iron from its ores // *Steel in Translation*. 2016. Vol. 46. № 4. Pp. 237-244.
9. Панишев Н.В. [и др.]. Переработка металлозернистых отходов металлургического производства с получением гранулированного чугуна и извлечением цинка // *Теория и технология металлургического производства*. 2014. № 2(15). С. 22-26.
10. *Steel Statistical Yearbook 2016*. Brussels : Worldsteel Committee on Economic Studies [Электронный ресурс]. URL: <https://www.worldsteel.org/en/dam/jcr...fetc.../Steel+Statistical+Yearbook+2016.pdf>. (16.03.2018).
11. Ярошенко Ю.Г., Гордон Я.М., Ходоровская И.Ю. Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии черной металлургии : учеб. пособие. Екатеринбург : ООО «УИПЦ», 2012. 670 с.
12. Цирульников Е.В. Новый металлургический завод ООО «НЛМК-Калуга» // *Черные металлы*. 2013. № 9. С. 33–35.
13. Махортова Ю.В., Бондарь А.С. Источники образования и физико-химические свойства отходов прокатного производства [Электронный ресурс]. URL: <http://masters.donntu.org/2009/fizmet/makhortova/library/article3.htm>. (10.02.2018).
14. Добровольский И.П., Рымарев П.Н., Сафина Т.А. Перспективная технология применения шламов и пыли конвертерного производства // *Вестник Челябинского государственного университета*. 2008. № 17. С. 31–35.
15. Едильбаев А.И. [и др.]. Комплексное исследование углей Казахстана как углеродистого сырья для прямого восстановления железа // *Кокс и химия*. 2013. № 9. С. 20-27.
16. Nokhrina O.I., Rozhikhina I.D., Hodosov I.E. The use of coal in a solid phase reduction of iron oxide // *JOP Conference Series: Materials Science and Engineering*. 2015. No. 91 Pp. 1-8.

УДК 621.928

ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ДРЕВЕСНЫХ ОТХОДОВ

Соловьев А.К, Шевченко А.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, ak100752@yandex.ru*

***Аннотация.** Предлагается реконструкция системы отопления здания административно – бытового корпуса ООО «Технологии рециклинга» путем замещения тепловой энергии электрокотла на тепловую энергию котла, работающего на древесных отходах.*

***Ключевые слова:** биотопливо, топливная щепка, древесные отходы, электрокотел.*

ENERGY USE OF WOOD WASTE

Solovyov A.K., Shevchenko A.A.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, ak100752@yandex.ru*

***Abstract.** It is proposed to reconstruct the heating system of the building of the administra-*

tive and residential building of LLC «Recycling Technologies» by replacing the heat energy of the electric boiler with the heat energy of the boiler operating on wood waste.

Keywords: biofuel, fuel chips, wood waste, electric boiler.

Во многих регионах РФ успешно работают котельные на биотоплеве, хотя их процент очень низок (1-2%) и о полном переходе в масштабах всей страны на источники энергии, которые возобновляются, речи в России пока нет. Наряду с этим даже несколько биотопливных котельных могут служить примером для предприятий, как собственного региона, так и в целом всей страны по эффективному использованию биомассы [1]. Если сравнить нашу страну, к примеру, с Финляндией, то там щепа предпочтительнее мазута и угля в подавляющем большинстве регионов страны, а в России даже в области, богатые лесами, завозят дорогие уголь и продукты переработки нефти.

Идея использовать в качестве топлива древесные отходы давно реализованы в многочисленных конструкциях пеллетных котлов. Но пеллеты обходятся в производстве достаточно дорого, не менее 7 - 8 долл. за тонну, поэтому на сегодня более актуальными становятся котлы на щепе. В этом случае расходы на топливо снижаются примерно на 40 – 50 %. Кроме того использование щепы в котельных позволяет решить проблему утилизации древесных отходов.

Топливная щепа является экологически чистым топливом. Содержание в ней золы – меньше 3 %. В процессе сжигания этого топлива выброс углекислого газа в атмосферу равен количеству, поглощенному растением за время своего роста.

Низкая стоимость щепы делает её достойной альтернативой пеллетам и брикетам. Но щепа как источник тепла привлекательна только в районах, находящихся поблизости от гарантированных источников её образования. Перевозка щепы на дальние расстояния нерентабельна из-за своего малого удельного веса, по сравнению с пеллетами и прессованными топливными брикетами.

Таким образом, топливная щепа это доступное, недорогое и достаточно энергоемкое сырье, пригодное для получения тепловой и электрической энергии. Теплота сгорания 100 кг сухой топливной щепы эквивалентна сгоранию около 40 кг каменного угля и 50 кг сухого торфа.

В настоящее время значительное количество древесных отходов, доставляемых АО «ЕВРАЗ ЗСМК» на территорию цеха шлакопереработки ООО «Технологии рециклинга», поступает для дальнейшей переработки (1400 тонн). Дополнительно на АО «ЕВРАЗ ЗСМК» находится около 500 м³ веток и вырубленных деревьев, а также модели литейного производства – около 1500 тонн. Ежегодно муниципальное предприятие города собирает ветки и спилы деревьев в количестве более 5000 м³.

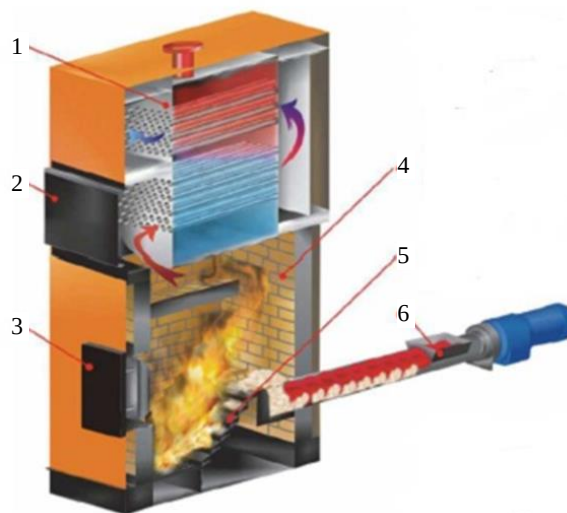
Для теплоснабжения здания административно – бытового корпуса ООО «Технологии рециклинга» используется электрокотел. Главным недостатком такой системы отопления – высокие тарифы на электроэнергию. Так, например, за отопительный сезон с сентября 2017 г. по апрель 2018 г. было израсходовано 742 000 кВт на отопление здания АБК, что составляет 2 619 260 рублей.

С целью снижению расходов на отопление была предложена реконструкция системы отопления здания административно – бытового корпуса путем замещения тепловой энергии электрокотла на тепловую энергию котла, работающего на древесных отходах.

Для нормальной работы котла и перспективы расширения Общества, а так же для возможной перспективы внедрения в рынок генерации тепловой энергии было принято решение приобрести котельный агрегат КТУ-750 ООО «Теплоресурс».

На рисунке 1 представлена принципиальная схема котла КТУ-750.

Конструктивной особенностью топки является арочный свод позволяющий сжигать высоковлажное топливо до 55% и выполнена с одним топочным фронтом, обеспечивающим производить обслуживание колосниковой решетки и загрузку кускового топлива (срезки, дрова, и т.д.). В конструкции котла КТУ-750 предусмотрено окно для механизированной подачи сыпучего топлива (опил, щепа, кора, торф и т.д.).



1 – теплообменник; 2 – прочистной люк теплообменника; 3 – топочная дверь;
4 – топка; 5 – колосниковая решетка; 6 – механизм подачи топлива

Рисунок 1 – Принципиальная схема котла КТУ-750

Особая конструкция топки - наклонная и горизонтальная колосниковые решетки, в комбинации с устройством распределения воздуха позволяют использовать в качестве топлива как сыпучее, так и кусковое топливо без дополнительной модернизации котла.

Для удобства эксплуатации предусмотрены два люка прочистки - с обеих сторон топки, а для визуального контроля смотровое окно. Теплоизолированный кожух топки повышает коэффициент полезного действия за счет снижения потерь тепловой энергии через стенки топки.

Дутьевой вентилятор, входящий в комплект поставки водогрейного котла, обеспечивает подачу воздуха в подколосниковое пространство, дожигание топлива, а поток воздуха, в свою очередь, нагреваясь при охлаждении стенок топки, при прохождении через колосники и слой топлива, участвует в основном горении.

Теплообменник с дымогарными трубами. Теплоноситель (вода) нагнетается в теплообменник, дымовые газы омывают внутренние стенки труб, где происходит теплообмен. На теплообменнике котла КТУ-750 установлена группа безопасности, в состав которой входят два предохранительных клапана, манометр и шаровой кран.

Предохранительные клапаны служат для выпуска из котла излишков пара (воды) при повышении давления в нем выше расчетного. Манометр служит для контроля давления в теплообменнике. Шаровой кран предназначен для стравливания паровоздушной смеси из теплообменника. На отводах теплообменника предусмотрены стаканы под термодатчики прямой и обратной воды. В теплообменник врезан штуцер с установленным на нем шаровым краном, для удаления воды при остановке котла.

Теплообменник водогрейного котла оборудован прочистным люком, который обеспечивает доступ к теплообменным поверхностям дымогарных труб в момент проведения работ по очистке теплообменника от золовых отложений. Теплообменник теплоизолирован от окружающей среды, что исключает потери тепловой энергии и повышает эффективность котла.

Из оперативного бункера-дозатора с помощью механизма подачи топлива - 6 (шнековый транспортер или гидравлический толкатель) топливо поступает в топку котла - 4. Сжигание топлива происходит на наклонной колосниковой решетке - 5, на которой происходит горение как сыпучей (опилки, стружка, щепа, торф, отходы растениеводства), так и кусковой древесины.

При сжигании в топочной камере топливо проходит три этапа (три такта сжигания):

1 этап – подсушивание топлива. В котельных, установленных на деревоперерабатывающих предприятиях, в большинстве случаев в качестве топлива для котлов используют щепу и опилки с высокой влажностью, полученные после распиловки свежих стволов. На фанерных заводах древесину перед обработкой предварительно пропаривают в технологических бассейнах, в этом случае топливо имеет повышенную влажность. На первом этапе дви-

жения топлива в топке котла, опилки и щепа из топливного лотка выдавливаются непосредственно в топку, где распределяются по ширине топочного фронта, на наклонных колосниках. Испарение влаги происходит от термического воздействия раскаленной футеровки топки и лучистой энергии горения, отраженной от сводового экрана топки.

2 этап – первичное окисление и выделение СО. Слоеое горение протекает при относительно невысоких температурах 700-750 °С на наклонных и горизонтальных колосниках с принудительным раздельным поддувом.

3 этап – дожиг СО в факеле топки котла. Дожиг происходит непосредственно в топке котла, в зоне подачи воздуха (активатора окисления) при температуре 900-950 °С, наиболее оптимальной для протекания реакции окисления углерода. Забор воздуха производится из воздушной прослойки между футеровкой и наружной облицовкой котла. Это способствует снижению теплопотерь и увеличению КПД. На каждом такте горения соразмерно подаче топлива организована дозированная подача окислителя (атмосферного воздуха) несколькими вентиляторами (дутьевыми и дожиговыми). После полного сжигания остаточного углерода зола падает через решетку колосника в зольник, откуда вручную (или механически в зависимости от конструкции) удаляется через прочистной люк непосредственно в режиме работы котла.

Теплообменник- это специальная конструкция для передачи тепловой энергии от нагретого теплоносителя более холодному. В конструкции котлов серии КТУ применен теплообменник газотрубного типа. Он представляет собой “бочку” с проходящими через нее дымогарными трубами, пронизывающими его от фронта котла к тыльной стороне с поворотом газов на 180° по двухходовой схеме. Дымовые газы, проходя по трубкам, нагревают теплоноситель, циркулирующий внутри теплообменника и омывающий наружные стенки труб. Скорость прохождения дымовых газов определяется уровнем разрежения в топочной камере и регулируется дымососом.

Оптимальная скорость движения теплового агента в теплообменнике регулируется автоматически, и обеспечивается насосной станцией. На входе теплообменника применяется теплоизолирующая обмуровка для защиты обшивки от высокотемпературных газов.

Используются антивзрывные клапаны по дымовым газам и клапаны группы безопасности по теплоносителю – горячей воде. Подвод теплоносителя осуществляется через входной, а отвод - через выходной коллектор. На коллекторах установлены датчики температуры теплоносителя. Информация с датчиков поступает на пульт управления, позволяя регулировать подачу топлива в топку, тем самым, удерживая заданные параметры теплоносителя. Корпус теплообменника облицован листовым профилем.

Жаротрубная конструкция теплообменника минимизирует необходимость химводоподготовки (ХВП) и позволяет проводить обслуживание теплообменника непосредственно в режиме эксплуатации котла. Подача топлива может осуществляться как автоматическим, так и ручным способом. Топливом для котлов этой серии могут служить высоковлажные древесные отходы, фрезерный торф (относительная влажность до 55 %) без предварительного подсушивания, сухие древесные отходы.

Данное котельное оборудование имеет общую длину 5,6 м, ширину 1,4 метра, высоту 3,750 метров, Оборудование будет установлено ровно посередине здания, где расстояние от стен здания будет 2,3 метра для комфортной эксплуатации данного оборудования согласно СНиП-35-76 [2]. В здании предусматривается два проема:

первый проем - высотой два метра и шириной один метр для прохода персонала;

второй проем - три метра шириной и высотой четыре метра для разгрузки щепы автомобильным транспортом.

Основными этапами технологического процесса производства щепы в ООО «Технологии рециклинга» являются:

- сортировка отходов, подготовка древесного сырья к переработке;
- предварительная переработка, подготовка древесины на площадке, доставка к приемному бункеру технологической линии;
- изготовление щепы, складирование готовой продукции и загрузка в котел.

Сырьем для производства древесных щепы являются древесные отходы, доставляемые АО «ЕВРАЗ ЗСМК» на территорию цеха шлакопереработки ООО «Технологии рециклинга». Учитывая особенности входящего сырья и то, что сырьем для производства являются отходы с влажностью не менее 20 %, для их сушки не требуются высокотемпературные сушилки, следовательно, задачу безопасного удаления влаги можно решить другим способом. Например, путем «кинетического» съема воды с поверхности частиц древесины при их тонком размоле. Необходимый для этого нагрев теплоносителя, в роли которого выступает атмосферный воздух, происходит непосредственно в корпусе мельницы как результат температурного разделения воздушного потока аналогичного эффекту Ранка-Хильша.

Данная технология реализована в малогабаритных автоматизированных линиях «СКАРАБЕЙ», которые комплектуются комбинированными мельницами-нагревателями модели «С.А.М.П.О 2012». Это оборудование было специально разработано для производства щепы из сырья влажностью до 30 % в автоматическом режиме, без использования пожароопасных «огневых» способов сушки. Линия «СКАРАБЕЙ» наиболее полно отвечает требованиям малых производств.

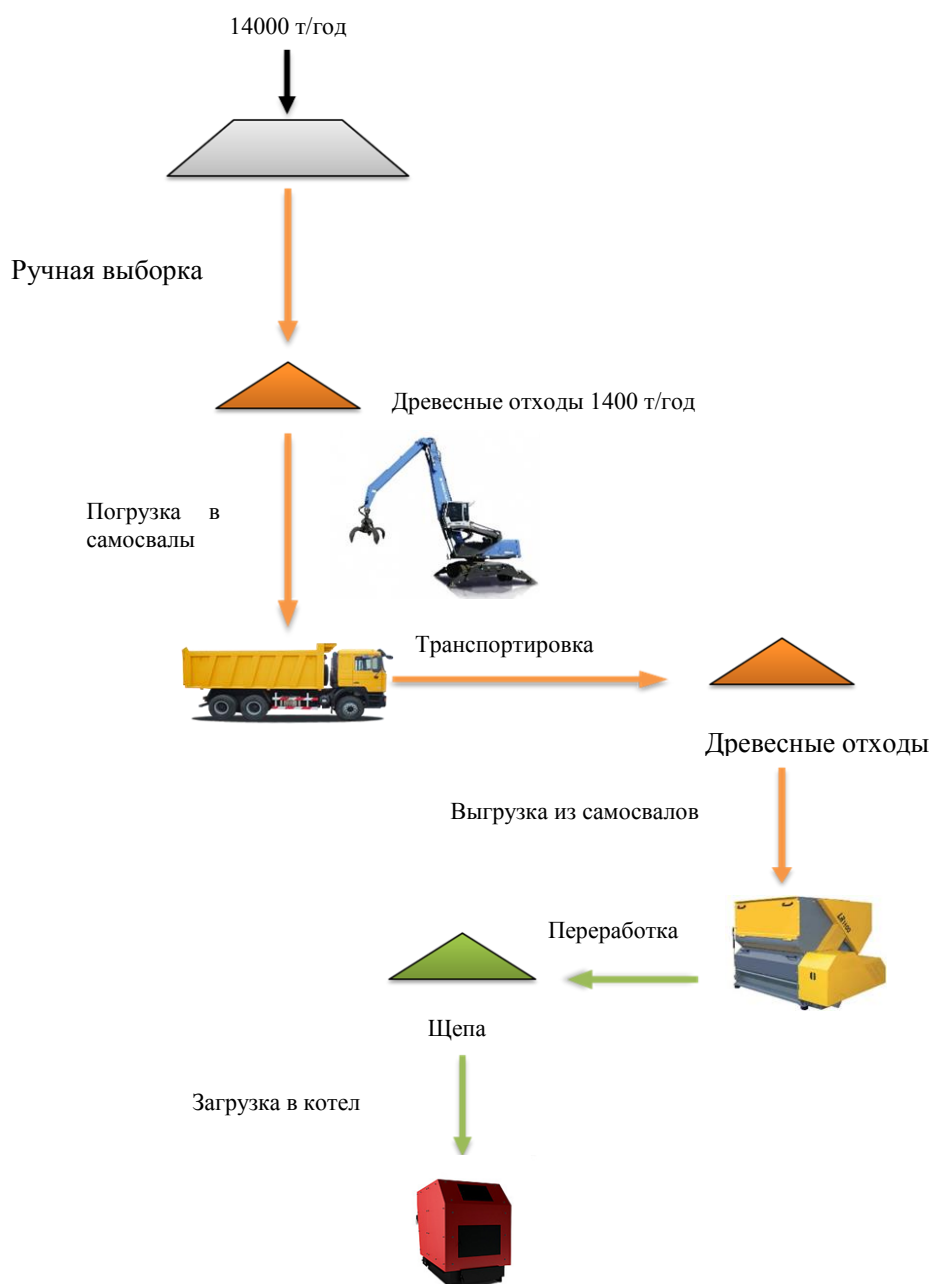


Рисунок 2 – Схема производства щепы из древесных отходов

Для предварительной переработки и измельчения вторичных отходов древесины негабаритных размеров используются двухвальный шредер РРМ-1 и щеподробилка. Основное назначение шредера – измельчение и дробление крупногабаритных отходов – деревянных поддонов, брёвен, отходов пиломатериалов. Щеподробилка измельчает крупную щепу и другие отходы древесины (ветки, сучки, отходы лесопильного производства) для получения технологической щепы более мелких фракций, которые могут использоваться в качестве топлива для котельной. На рисунке 2 представлена схема производства щепы из древесных отходов.

При реализации данного мероприятия ожидаемая годовая прибыль предприятия составит 917008 рублей, срок окупаемости проекта – 3,16 года.

Библиографический список

1. Авдашкевич С.В., Бит Ю.А., Засухин А.В. Древесина как энергосырьё // Лесосечные, лесоскладские работы и транспорт леса: межвуз. сб. науч. тр. – СПб.: СПбЛТА, 2017. – С.4-9.
2. СНиП II-35-76* Строительные нормы и правила. Нормы проектирования. Котельные установки. СНиП II-35-76

УДК 669.1

ВЫБОР МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ТОПЛИВА НА ОСНОВЕ ЭНЕРГОЭКОЛОГИЧЕСКОЙ СТОИМОСТНОЙ ОЦЕНКИ

Стерлигов В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, p.s.1976@bk.ru*

Аннотация. Доказана рациональность введения удельных оценок параметров топлива, т.е. отнесенных к единице энергии. На основе этого подхода предложена методика получения комплексного стоимостного показателя энергоэкологической стоимости топлива, позволяющая компьютеризировать оценку качества топлива по минимальным удельным затратам.

Ключевые слова: топливо, экология, качество, стоимостная оценка.

CHOICE OF METALLURGICAL FUEL BASED ON ENERGOECOLOGICAL COST ESTIMATION

Sterligov V.V.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, p.s.1976@bk.ru*

Abstract. Rational reason for introduction of specific estimates of fuel parameters, i.e. referred to a unit of energy is given. Based on this approach, the method of comprehensive cost estimate of energetic and ecological cost of fuel is proposed, providing possibility of digital assessment of fuel quality by minimal specific cost.

Keywords: fuel, ecology, quality, cost estimate.

Один из основных вызовов современному обществу в глобальных масштабах – это возможность потепления климата Земли. И почти единогласно все определяют причиной этого «парниковый эффект», возникающий на способности некоторых газов, входящих в состав атмосферы, поглощать волны инфракрасной части спектра солнечного света, которая переносит энергию теплового излучения.

Существует даже формальный перечень парниковых газов согласно [1] к ним относятся: диоксид углерода (CO₂), метан (CH₄), озон и другие газы.

Наибольший вклад вносит диоксид углерода CO_2 , который на 70% [2] имеет антропогенное происхождение.

Источником CO_2 является углеводородное топливо, которое используется при сжигании для различных целей, и генерирует CO_2 при окислении углерода кислородом. Поэтому, самым действенным путем снижения эмиссии CO_2 является уменьшение объемов сжигаемого топлива. Но так как в настоящее время человечество 70% потребляемой энергии использует в виде теплоты, генерируемой при сжигании топлива [3], то отказаться от использования топлива невозможно и единственным путем является ограничение выбросов CO_2 путем энергосбережения, т.е. рационализация потребления топлива. Что и указано в ст. 2 п.5 Киотского протокола [4], принятого в 1997 году как основного директивного документа по выполнению Рамочной конвенции по изменению климата [5] утвержденной в 1991 году в Рио-де-Жанейро.

Этот документ впервые ввел экономическую ответственность за выбросы CO_2 и установил квоты на его выбросы, которые каждая страна должна уменьшить в соответствии с приложением к Киотскому протоколу.

Поскольку, правовые положения Киотского протокола прекратили свое действие в 2012 году, в настоящее время запущен механизм создания нового, так называемого Пост киотского документа. В декабре 2015 года в Париже состоялся экологический саммит, где главы 192 государств подписали соглашение [6], где закреплена политическая воля участников саммита продолжить борьбу с «парниковым эффектом».

Эта общая глобальная реакция на выбросы CO_2 начинает проявляться и в России, хотя медленно и с запозданием. Примером этого может служить перечень газов [7, за выбросы которых установлена плата. Среди них нет CO_2 , хотя во всем мире такая величина существует, и по разным данным колеблется в широких пределах от 12 до 15 \$ за тонну. На федеральном уровне в России тоже существует такая неопределенность. Так в [10] эта величина определена в 25 \$ за тонну выбросов. Между тем, существует косвенное доказательство существования такой нормы в подпрограмме в федеральной программе энергосбережения [8]. В этом документе представлена цифра 400 руб /тонну CO_2 , что резко отличается от всех выше приведенных данных.

Поэтому проблему выбора топлива необходимо начинать с оценки возможных выбросов CO_2 .

Можно предположить, что на величину выбросов CO_2 будет влиять не только количество сожженного топлива, но и качество его.

Так как сжигание топлива производится с целью обеспечения какой-то тепловой мощности, то показательным будет величина удельных выбросов CO_2 :

$$C = \frac{V}{Q}. \quad (1)$$

Полученная величина является показателем эмиссии диоксида углерода CO_2 , [м^3] на 1 ккал, кДж содержащихся в топливе, она служит мерой интенсивности. Мы заявляем, что эта величина является принципиально новой характеристикой топлива, которая как и известные теплотехнические показатели – теплота сгорания Q_p^H и стоимость единицы топлива, определяет экологическое качество.

Для получения сравнительных характеристик различных топлив по эмиссии CO_2 лучше всего использовать этот показатель. Сравнивая их по этому параметру, можно к стоимостной и термохимической оценке топлива добавить экологическую. При этом можно сравнивать топлива различных агрегатных состояний: и газ, и мазут и уголь, которые используются, например, в металлургии как наиболее энергоемкой и распространенной технологии.

В отечественной металлургии используются доменный, коксовый и природный газы, а так же их смеси – коксо-доменный, природно-доменный и коксо-природный.

Для получения величины C_q , которая показывает количество CO_2 [м^3] на 1 ккал исследуемых топлив, была проведена обработка литературных данных по расчету горения этих

топлив [9].

Результаты расчетов представлены на рисунке сплошной линией, где можно видеть несколько зон для различных топлив:

- I – коксо-доменная смесь,
- II – природно-доменный газ;
- III – природный газ (чистый газ и смесь с коксовым);
- IV – попутный нефтяной газ.

Для проверки результатов, основанных на литературных данных, нами были проведены собственные расчеты для доменного и коксового газов ОАО «ЕвразЗСМК» (штриховые линии).

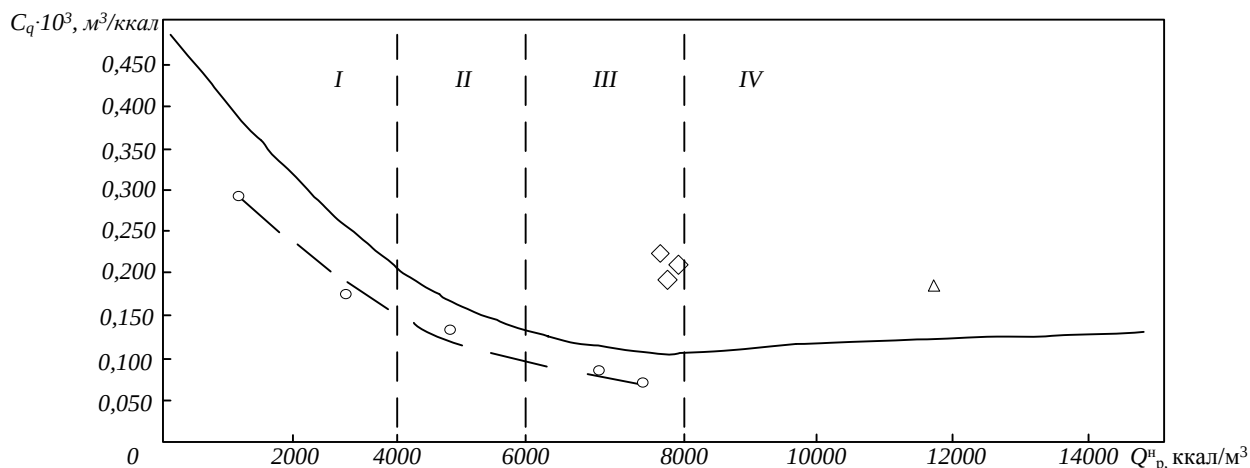


Рисунок 1 – Удельный выброс CO₂ для различных топлив

Эти результаты представлены штриховой линией на рисунке. Как видно, эти точки хорошо повторяют кривую, построенную по литературным данным, что подтверждает предлагаемую модель оценки эмиссии CO₂, как функции теплоты сгорания Q_p^H .

Проверка этой модели для жидкого (мазута) и твердого топлива (угля) представлена на рисунке (точки обозначены «ромбами»). Для $Q = 10038$ ккал/кг определена точка для мазута по данным («треугольник») для мазута по данным [10], в качестве твердого топлива были рассмотрены энергетические угли Кузнецкого бассейна [11].

Данные для углей отмечены ромбом, значок «треугольник» соответствует попутному газу.

Расчеты показывают сходимость результатов, что указывает на общность модели эмиссии CO₂ для различных марок углей, а проверка статистической гипотезы об однородности дисперсии на основе критерия Кохрена [12] подтвердила правильность этой гипотезы. Расчеты еще 9 различных случаев (по три месторождения для трех марок углей) тоже не выявили расхождения для разных марок угля.

Таким образом, доказана возможность и целесообразность использовать показатель эмиссии CO₂, отнесенная к экологической ценности топлива наряду с натуральными (Q_p^H) и стоимостными (цена) показателями. Причем такой подход, когда оценка качества относится к единице энергии (ведь покупают ее, а не топливо) может быть использована для любого составляющего компонента продуктов горения и, прежде всего, вредных, таких как NO_x, SO₂, бенз(а)пирен и другие.

Ценность предложенного подхода увеличивается, если мы перейдем к стоимостной форме этой удельной характеристики. Для эмиссии CO₂ это может быть получено в соответствии со следующим выражением:

$$C_{CO_2} = \rho \cdot C_{CO_2} \cdot P \cdot 10^{-3} \text{ руб/кДж} \quad (2)$$

Умножая C_q [м³/кДж] на плотность ρ [кг/м³] мы получим массу выбрасываемого CO₂ [кг/кДж], поскольку плата за выбросы P устанавливается за массу, конкретно руб/тонна. Показатель 10^{-3} указывает перевод массы из килограммов в тонны.

Но точно так же можно определить стоимость 1 кДж в топливе по выражению

$$Ц_Q = \frac{C_Q \cdot 10^{-3}}{Q_p^H} \text{ руб/кДж} \quad (3)$$

где C_Q – цена топлива (угля), руб/т;
 Q_p^H – теплота сгорания, кДж/кг.

Аналогично можно определить удельные затраты на транспортировку топлива, его хранение и переработку, сжигание и т.д.

Именно такой подход позволит произвести оценку и выбор топлива. В настоящее время чаще всего сравнивается теплота сгорания и стоимость за 1 тонну, 1 м³. Но использование топлива включает ряд последовательных этапов, определяющих в целом затраты на отопление агрегата. Это приемка топлива, транспортировка, Подготовка к сжиганию, сам процесс горения, удаление продуктов горения, очистка их а в некоторых случаях складирование, плата за выбросы и многое другое. Только поэтапная оценка затрат на использование 1 кДж энергии топлива является правильным методом выбора топлива. Переведя всё в стоимостную форму мы сможем решить эту задачу.

В результате мы получим аддитивную совокупность характеристик, что позволяет их складывать, имеющих стоимостный характер, что позволяет их складывать. Это создает возможность формальной оценки разных топлив по величине общей стоимости 1 единицы энергии, в соответствии с выражением

$$Ц_\Sigma = \sum_{i=1}^n C_i \quad (4)$$

где C_i – удельная стоимость затрат по отдельным признакам, руб/кДж.

Таким образом станет возможным формировать сравнение качеств топлива, переводя всю процедуру на компьютерное определение отдельных видов затрат. В этом случае можно сравнивать различные топлива с детальной оценкой затрат по их реализации. При таком подходе, вероятно, наиболее приемлемым будет топливо с минимальной величиной общих затрат.

Выводы. Доказана рациональность введения удельных оценок параметров топлива, т.е. отнесенных к единице энергии.

На основе этого подхода предложена методика получения комплексного стоимостного показателя энергоэкологической ценности топлива, позволяющая компьютеризировать оценку качества топлива по минимальным удельным затратам.

Библиографический список

1. Кокорин А.О. Что будет после Киотского соглашения / А.О. Кокорин, Г.В. Сафонов. WWF России, GOF, 2007. – 24 с.
2. Экобаланс. Независимая экологическая экспертиза. Электронный ресурс. – [Режим доступа]: <http://ekobalans.ru/investigations/uglekislyiy-gaz>.
3. Проценко А.Н. Энергетика сегодня и завтра / А.Н. Проценко. – М: Молодая гвардия, 1987. – 220 с.
4. Интернет-сайт для консультаций по практическому исследованию механизмов Киотского протокола. Электронный ресурс. – [Режим доступа]: www.carbonmaretolutions.com.
5. Рамочная конвенция ООН об изменении климата. Нью-Йорк. 9 мая 1992 г.
6. Парижское соглашение об изменении климата, 15.12.2015 г. Париж. Интернет-сайт. Электронный ресурс. – [Режим доступа]: www.ipcc.ch.
7. Лисиенко В.Г. Хрестоматия энергосбережения. В 2 книгах. / Под ред. В.Г. Лисиенко. – М.: Теплоэнергетик, 2003. 688 с.
8. Государственная Программа РФ «Энергосбережение и повышение энергетической эффективности на период до 2020 года» (утверждена распоряжением Правительства РФ от 27.12.2010 г. «2446-р).
9. Справочник конструктора печей прокатного производства. Том 1 (под ред. В.М. Тымчака). – М.: Металлургия, 1970. – 575 с.

10. Самохвалов Г.В. Учебно-методическое пособие по проектированию металлургических печей / Г.В. Самохвалов. Изд-во Сибирского металлургического института – Новокузнецк, 1991. – 107 с.

11. Энергетическое топливо СССР: (ископаемые угли, горючие сланцы, торф, мазут и горючий газ). Справочник / Матвеева И.И., Новицкий Н.В., Вдовченко В.С. и др. – М.: Энергия, 1979. – 128 с., ил.

12. Вентцель Е.С. Теория вероятностей / Е.С. Вентцель, Л.А. Овчаров. – М.: «Наука», 1973. – 364 с.

УДК 536.66:662.61

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ВЫБРОСОВ ДИОКСИДА УГЛЕРОДА НА ОСНОВЕ УГЛЕРОДНОГО ПОТЕНЦИАЛА ТОПЛИВА

Стерлигов В. В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, p.s.1976@bk.ru*

Аннотация. Изложен объективный метод оценки эмиссии диоксида углерода с использованием удельного выброса на 1 кДж энергии топлива. Для унификации расчётов теплоты сгорания газообразного и твёрдого топлива предложено использовать регрессионную модель расчёта и для угля, и для газа. Доказана применимость этого подхода и на его базе расчёт возможных выбросов CO₂ при заданной мощности агрегата.

Ключевые слова: диоксид углерода, эмиссия, теплота сгорания, углеродный потенциал.

PREDICTION OF CARBON DIOXIDE EMISSION BASED OF FUEL CARBON POTENTIAL

Sterligov V.V.

*Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, p.s.1976@bk.ru*

Abstract. Method of the prediction of carbon dioxide generated while fuel combustion is delivered specific emission related to 1 kJ of energy is involved as base for estimation produced using the same regressive model for both fuels gaseous as well as solid state. All mentioned features can be used for prognose of carbon dioxide emission.

Keywords: carbon dioxide, emission calorific value, carbon potential

В существующих оценках экологической ситуации в мире все чаще начинают доминировать пессимистические прогнозы. И это относится не только к зарубежным средствам медиа. В России, и что еще важнее для нас – в Кузбассе, появляются материалы, предрекающие бедственную экологию угольного Кузбасса. Написанные непрофессионалами, такие публикации могут возбудить негативную реакцию у неподготовленных читателей.

Между тем, дело не обстоит так трагически и в этот период нужна объективная наилучшая информация, которая, признавая ситуацию нелегкой, искала бы и предлагала пути решения этой проблемы. В базовом документе, созданном международным сообществом по проблеме потепления климата, так называемой «Рамочной конвенции по изменению климата» (РКИК) [1], в п. 2, записано положение о предосторожности, которое призывает человечество изыскивать средства, даже если они еще научно и не представлены. Это определяют сверхактуальности любой работы, направленной на решение глобальной проблемы парникового эффекта.

В другом документе, созданном для реализации РКИК, так называемом «Киотском протоколе» [2], в ст. 5 содержится определение основной меры борьбы с потеплением, вызванным парниковым эффектом, – это энергосбережение, приводящее к снижению выбросов парниковых газов, которое может быть достигнуто за счет прямого уменьшения потребления топлива и особенно угля. На наш взгляд, – это примитивное и даже вульгарное решение за счет экстенсивного фактора. Но поскольку обществу для функционирования во всех своих областях необходима энергия, то более рациональным является разработка и внедрение новых способов использования топлива, которые бы давали пониженную эмиссию диоксида углерода – основного представителя парниковых газов.

Активность международного общества по этим энергоэкологическим проблемам до России еще не дошла. Достаточно сказать, что не все специалисты по защите атмосферы знают, что в России, как давно уже во всем мире, введена плата за выбросы диоксида углерода. Но если посмотреть один из наиболее авторитетных источников по энергоэкологическим проблемам [3], то в нем указана плата за выбросы SO_2 , NO_x и др., а за CO_2 ее нет.

В том же Киотском протоколе отмечена необходимость ввести учет выбросов CO_2 , но пока в России в этом направлении практически ничего не делается. Поскольку страна взяла на себя обязательство продолжить работу по уменьшению выбросов CO_2 , подписав в декабре 2015 г. Парижское соглашение [4], то необходимо готовиться к выполнению этих обязательств.

В настоящей работе представлена попытка упростить определение объемов эмиссии CO_2 на основе элементарного состава (то есть по содержанию отдельных химических элементов) в противоположность расчету по химическому составу, определение которого трудоемко и не всегда доступно на любом предприятии.

Ранее [5] нами была предложена идея об использовании удельной величины выбросов на единицу энергии (c). Величина c определяется так:

$$c = \frac{m_{CO_2}}{Q_H^P}, \text{ кг/кДж.} \quad (1)$$

Поэтому важно быстро и оперативно определять значения Q_H^P . Очевидно, что вторая модель для твердого и жидкого топлива имеет преимущества. В дальнейшем твердое топливо будем называть уголь, а газообразное – газ.

Выдвигается гипотеза о том, что теплоту сгорания газообразного топлива и эмиссию углекислоты можно рассчитывать по более простой модели, используемой для угля.

Для газообразного топлива из теории горения [5] известно уравнение для определения теплоты сгорания:

$$Q_H^P = 39,847CH_4 + 107,43H_2 + 122,63CO + 63,790C_2H_4 + 590,59C_2H_6 + 912,81C_3H_8, \text{ кДж/м}^3, \quad (2)$$

где CH_4 , H_2 , CO , C_2H_4 , C_3H_8 – процентное содержание компонентов топлива.

Следует отметить, что это уравнение является детерминированным, т.е. определенным на строгом соответствии законам физики и химии. Аддитивная структура его определена отсутствием взаимодействия при горении различных компонентов. Численные коэффициенты учитывают тепловой эффект полного окисления.

Для твердых и жидких топлив в источнике [5] можно найти разные формулы, но наиболее употребляемой является так называемая «формула Менделеева»:

$$Q_H^P = 339C^P + 1030H^P - 109(O^P - S^P) - 25W^P, \text{ кДж/кг}, \quad (3)$$

где C^P , H^P , O^P , S^P , W^P – содержание на рабочую массу отдельных химических элементов.

Это уравнение регрессии, устанавливающее связь на основе статистических материалов. Аддитивный характер объясняется также независимостью горения отдельных элементов. Численные коэффициенты получены путем статистически обработанных результатов наблюдений.

В отличие от первой модели, где четко известно, какой элемент в комбинации с другим составляет то или иное вещество, количество которого нужно точно знать, как и тепло-

вой эффект его окисления, вторая модель не предполагает знания комбинаций элементов, в ней нет сведений об их тепловых реакциях и т.д. Для этой модели нет необходимости в химическом анализе газа.

Для доказательства правильности выдвинутой гипотезы были проведены расчёты для трех горючих газов по формуле Менделеева для твёрдого топлива. Результаты расчётов представлены в таблице.

Таблица 1 – Сравнительный расчёт теплоты сгоревших газов по формуле для твёрдого топлива

Топливо (газ)	Массовый состав, %	Теплота сгорания Q_H^P , МДж		
		по уравнению (2)		по уравнению (3)
		МДж/м ³	МДж/кг	МДж/кг
Метан CH ₄ , ρ=0,714 кг/м ³	C=75,00 % H=25,00 %	35,847	51,776	51,206
Пропан CH ₄ , ρ=1,96 кг/м ³	C=81,81 % H=18,19 %	912,281	46,969	46,929
Природный газ (объёмный состав) CH ₄ =85 %, C ₂ H ₄ =10 %, CO=2 %, ρ=0,7585 кг/м ³	C=71,05 % H=24,12 % N=4,34 % CO=0,49 %	37,094	48,900	48,927

Базовой величиной в расчёте Q_H^P являлось величина, определённая по принятому для газа уравнению (2), МДж/м³. Делением этой величины на плотность определялась величина Q_H^P МДж/кг, которая и сравнивалась с результатами расчёта по предлагаемой методике с использованием элементарного массового состава газа и уравнения (3) для твёрдого топлива.

Для всех трех случаев была определена погрешность аппроксимации по формуле:

$$\Delta Q = \frac{(Q_H^P)_1 - (Q_H^P)_2}{(Q_H^P)_1} \cdot 100 \, \%.$$

За базовую взяли величину Q_H^P , рассчитанную по формуле (1).

Для всех трех случаев ошибка составила: ±1,0 %, что является приемлемым уровнем ошибки для предлагаемой упрощенной методики расчета величины Q_H^P и сопоставимо с ошибкой при использовании базовых уравнений (1) и (2).

Поскольку гипотеза о применимости элементарного состава для расчета теплоты сгорания может быть принята для газообразных топлив, то ее можно использовать для оценки потенциала эмиссии углекислоты и определения удельной величины выбросов m_{CO_2} , отнесенной к единице выделенной энергии, т.е.

$$m_{CO_2} = \frac{M_{CO_2}}{Q_H^P}.$$

Это выражение является ключевым, и на его основе предлагается следующий алгоритм для действующего теплотехнического агрегата.

1. Определяется производственная мощность агрегата G , т/ч. Как правило, она известна даже на стадии проектирования, поэтому предлагаемая методика выбросов CO₂ может использоваться как для прогнозирования эмиссии, так и при исследовании действующих агрегатов;

2. Рассчитывается потребное количество энергии на основе нормативных или практических данных по работе агрегата:

$$N = eG \text{ кВт},$$

где e – нормативный удельный показатель расхода энергии на единицу продукции, Дж/т.

3. Осуществляется выбор топлива, если существует возможность разных вариантов, и определяется его расход B , кг/с (т/ч):

$$B = \frac{N}{Q_H^P} \text{ кг/с (м}^3\text{/с)};$$

здесь Q_H^P – теплота сгорания топлива, кДж/кг (кДж/м³);

4. По составу топлива (угля) определяется масса углерода M_C

$$M_C = B \cdot \%C \text{ кг/с};$$

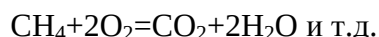
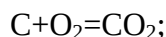
5. По формуле (2) определяют величину Q_H^P .

В случае использования газового топлива массу углерода рассчитывают суммированием вкладов всех углеродсодержащих компонентов топлива, т.е.

$$M_C = \sum_{i=1}^n M_{C_i},$$

что возможно при знании состава топлива.

6. В основе расчета лежит материальный баланс горения любого углеродсодержащего компонента топлива, например



Из этих уравнений реакций следует, что для любого углеводорода при полном горении (а в действующем теплотехническом агрегате конечно необходимо добиваться полного сжигания топлива) 1 атом С генерирует 1 молекулу CO_2 ; соотношение масс $m_{CO_2}/m_C = 44/12 = 3,67 = \text{const.}$ Это дает возможность определить прогнозируемый выброс углекислоты:

$$M_{CO_2} = 3,67 \cdot M_C, \text{ кг/с.}$$

Для определения содержания углерода (% по массе в топливе) достаточно произвести сжигание топлива и по содержанию CO_2 в продуктах сгорания определить содержание углерода в топливе и его массу.

Используя предлагаемую методику можно не только прогнозировать количество выбросов «парникового» газа CO_2 , но и объём платы за эти выбросы.

Библиографический список

7. Рамочная конвенция ООН об изменении климата. – Нью-Йорк. 9 мая 1992 г.
8. Интернет-сайт для консультации по практическому исследованию механизмов Киотского протокола. Электронный ресурс. – [Режим доступа]: www.carbonmarketsolutions.com. (Дата обращения 23.01.17 г.).
9. Лисиенко В.Г. Хрестоматия энергосбережения. – М.: Теплоэнергетик, 2003. – 688 с.
10. Парижское соглашение об изменении климата, 15.12.2015 г. Париж. Интернет-сайт. Электронный ресурс. – [Режим доступа]: www.ipcc.ch. (Дата обращения 23.01.17 г.).
11. Стерлигов В.В., Козлова Н.Е., Абдалык Т.Е. Комплексная стоимостная оценка энергоэкологического качества топлива // Вестник Сибирского государственного промышленного университета. – № 2 (20) – 2017. – С. 60-64.
12. Семикин И.Д., Аверин С.Н. Топливо и топливное хозяйство металлургических заводов. Учебное пособие для студентов металлургических специальностей вузов. – М.: Металлургия, 1965. – 392 с.

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ШЛАКИ – КАТАЛИЗАТОРЫ ОЧИСТКИ ГАЗООБРАЗНЫХ ВЫБРОСОВ

Титова О.О.¹, Павлович Л.Б.¹, Медведская Е.В.¹

¹Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kafedra-tee@yandex.ru

Аннотация. Исследована каталитическая активность шлаков производств черной металлургии СНГ. Обосновано их использование в качестве катализаторов в двухслойных контактах для предварительной очистки выбросов от H₂S, полициклических ароматических веществ с целью стабилизации длительной работы катализатора второго слоя.

Ключевые слова: металлургические шлаки, катализатор, каталитическая активность, очистка газообразных выбросов.

METAL SLAGS – CATALYSTS FOR CLEANING OF GAS EMISSIONS

Titova O.O.¹, Pavlovich L.B.¹, Medvedskaya E.V.¹

¹Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, kafedra-tee@yandex.ru

Abstract. The catalytic activity of slags from the black metallurgy industry in the CIS was studied. Their use as catalysts in bilayer contacts for preliminary purification of emissions from H₂S, polycyclic aromatic substances with the aim of stabilizing the long-term operation of the catalyst of the second layer is substantiated.

Keywords: metallurgical slags, catalyst, catalytic activity, purification of gaseous emissions.

Металлургическое производство является значительным источником выбросов в атмосферу газообразных токсичных веществ – это полициклические ароматические углеводороды (ПАУ), в том числе бенз(а)пирен (БП) и диоксины. Характерными особенностями выбросов черной металлургии являются: запыленность; значительные объемы отходящих газов; низкая концентрация загрязняющих веществ; многокомпонентность состава. Наиболее перспективными методами очистки от такого типа выбросов 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.

Исследования металлургических шлаков в качестве катализаторов обусловлено их химико-минералогическим составом и физико-механическими свойствами. Разнообразные нарушения поверхности шлака резко увеличивают адсорбционно-активную поверхность, следовательно, и число адсорбционных и каталитических центров. Шлаки имеют неоднородную структуру с крупными порами диаметром около 10^{-5} – 10^{-4} см, которая является особенно выгодной для каталитических реакций, протекающих при атмосферном давлении. Механическая прочность шлаков превышает в 4-5 раз механическую прочность оксидных катализаторов. Высокая температура плавления (1100 – 1400°C) позволяет выдерживать температурные нагрузки, не меняя структуры и химического состава шлаков. При этом по химическому составу шлаки представляют собой оксиды металлов (Fe₂O₃, FeO, MnO, V₂O₅, Cr₂O₃ и т.д.), каталитически активных в процессах глубокого окисления. Таким образом, известные физико-химические характеристики шлаков позволяют провести исследования по использованию шлаков в качестве катализаторов

глубокого окисления. Исследованы практически все отвалы и перелески шлаков производств черной металлургии СНГ: доменные, конвертерные, мартеновские, электросталеплавильные, феррохромовые, ферромарганцевые, феррованадиевые и др.

Исследована механическая и структурная прочность дробленых шлаков различного гранулометрического состава. Размер частиц шлаков определялся по ситовому анализу по ГОСТ 5954.2-91. Определение механической прочности осуществлялось методом раздавливания. Механическая прочность испытанных шлаков составляла 9-45,6 кг/частицу. Наибольшей механической прочностью обладал мартеновский, конвертерный и феррохромовый шлаки.

Структурную прочность шлаков определяли по степени истирания при их обработке в шаровой мельнице. Оценку износоустойчивости проводили при обработке во вращающемся цилиндре с металлическими шарами. Структурная прочность испытанных шлаков изменялась от 88,1 до 98,5%. Наибольшая структурная прочность была характерна для мартеновского, электросталеплавильного и конвертерного шлаков. По износостойкости шлаки можно расположить в следующий ряд: мартеновский > конвертерный ванадиевый > электросталеплавильный восстановленный > феррохромовый > конвертерный > отвалы силикомарганца > углеродистого ферромарганца > доменный > малофосфористый марганцевый > электросталеплавильный кислый > ферросилиция.

Таким образом, лучшими структурно-механическими свойствами обладал мартеновский шлак, несколько уступали ему конвертерный, феррохромовый, конвертерный ванадиевый и электросталеплавильный восстановленный, остальные шлаки обладали низкими прочностными характеристиками.

Испытания каталитической активности шлаков проводили на лабораторной установке проточного типа с барботажным испарителем. Окисляли пары в воздухе различных типов соединений: ароматических, алифатических, сероводород (H_2S) до SO_2 , монооксид углерода (CO), пеновых дистиллятов. Анализ сырья, продуктов окисления CO и H_2S осуществляли хроматографически. Исследована каталитическая активность шлаков в реакции окисления различных ароматических соединений: моноциклических – бензол, толуол, о-ксилол; бициклических – нафталин, β -метилнафталин; гетероциклических азотсодержащих – индол, хинолин; кислородосодержащих – фенол, фталевый и малеиновый ангидриды; непредельных – инден. В качестве алифатических углеводородов испытаны: циклогексанон, этилацетат, ацетон. Ароматические соединения подавали в реактор в концентрации ($C_{аром}$), равной 0,5-1,5 г/м³, объемной скоростью ($V_{об.}$), равной 8 тыс ч⁻¹; алифатические углеводороды с концентрацией ($C_{угл.}$) 4-5 г/м³, объемной скоростью 30 тыс.ч⁻¹. Сероводород подавали с изменением концентрации от 3,4 до 10 г/м³, объемной концентрацией 20 тыс.ч⁻¹. Окисление монооксида углерода (CO) в воздухе осуществлялось при объемной скорости ($V_{об.}$) 5 - 12 тыс.ч⁻¹, концентрации (C_{CO}) 0,5 – 1,0% об., температуре 300 - 650°C. В качестве многоядерных ароматических углеводородов выбраны для испытаний пековые дистилляты – пары конденсации паровоздушных выбросов установок производства электродного пека. Выбор такого сырья обусловлен тем, что по составу пековые дистилляты соответствуют выбросам смолоперерабатывающего и пекового цехов коксохимического производства (КХП).

Окисляли пары пековых дистиллятов в воздухе с концентрацией 2-7 г/м³, H_2S подавали в трубопровод перед реактором. Испытания по окислению многоядерных соединений проводили при наличии и отсутствии H_2S , по окислению H_2S на шлаках при однослойном контакте и при загрузке в реактор двух слоев катализатора: в первый по ходу газа слой один из шлаков, во второй – алюмоплатиновые катализаторы марок АП-56 и КР-101 в соотношении 1 : 1 = 2 : 1. Аналогичные эксперименты проводили при загрузке в реактор одного слоя алюмоплатинового катализатора. Все исследования проводили в интервале температур 280-650°C.

В случае послойной загрузки реактора, в первый по ходу газа слой загружали один из шлаков (ванадиевый Нижнее-Тагильского металлургического комбината (НТМК), феррохромовый Актюбинского завода ферросплавов (АЗФ)), во второй – алюмоплатиновые катализаторы, при температуре 450°C, концентрации паров пековых дистиллятов 3-4 г/м³ степень превращения органических соединений составляла 100 %. При загрузке в реактор одного слоя алюмоплатино-

вого катализатора при температуре 450°C, объемной скорости 20 тыс.ч⁻¹, в отсутствие H₂S в реакционной смеси наблюдалась степень превращения паров пековых дистиллятов в CO₂ – 100 %, но в присутствии H₂S степень превращения органических соединений снижалась до 46 % через 10 мин после пуска и до 10 % через 20 мин. При очистке воздуха от паров пековых дистиллятов в двухслойном контакте при понижении температуры ниже 450°C до 420°C степень окисления снижалась, с увеличением температуры до 450°C увеличивалась до 100 %.

В промышленных условиях на ОАО «Северсталь» (г. Череповец) для очистки выбросов пекоподготовки пекококсового цеха использован двухслойный контакт: ванадиевый шлак НТМК и отработанный катализатор риформинга марки КР 101 в соотношении 1 : 2 в термокаталитическом реакторе конструкции Дзержинского филиала НИИОГАЗ. Степень очистки выбросов от органических веществ составляла 85-96%, при их остаточном содержании в очищенном газе 0,15 г/м³. Содержание бенз(а)пирена до очистки составляло 65-270 мкг/м³, после очистки – 1,75-34,5 мкг/м³ соответственно, степень очистки – 97,3-87,3% [1].

Таким образом, металлургические шлаки в лабораторных исследованиях на модельных смесях и промышленных испытаниях показали каталитическую активность и рекомендуются к использованию в качестве катализаторов в двухслойных контактах для предварительной очистки выбросов от H₂S, полициклических ароматических веществ с целью стабилизации длительной работы катализатора второго слоя.

Библиографический список

1. Павлович Л.Б., Протопопов Е.В., Коротков С.Г. Каталитические процессы очистки выбросов металлургического производства: Учеб. пособие. Под ред. д-ра техн. наук Л.Б. Павлович / СибГИУ – Новокузнецк, 2008. – 169 с.

УДК 662.749.39:628.5

ОЦЕНКА РИСКОВ НА КОКСОХИМИЧЕСКОМ ПРОИЗВОДСТВЕ С ВНЕДРЕНИЕМ ТЕХНОЛОГИИ КАТАЛИТИЧЕСКОЙ ОЧИСТКИ

Титова О.О.¹, Павлович Л.Б.¹, Медведская Е.В.¹

¹Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия, kafedra-tee@yandex.ru

Аннотация. Исследовано влияние токсичных веществ, содержащихся в выбросах, на здоровье рабочего персонала (оценка рисков для здоровья) в соответствии с руководством по оценке профессионального риска для здоровья работников. Проведена оценка экологической безопасности технологии каталитической очистки выбросов коксохимического производства методом оценки риска для здоровья населения до и после внедрения разработанной технологии.

Ключевые слова: риски, газообразные выбросы, загрязнение окружающей среды, канцерогенные вещества, каталитическая очистка.

RISK ASSESSMENT ON COXCHEMICAL PRODUCTION WITH IMPLEMENTATION OF CATALYTIC CLEANING TECHNOLOGY

Titova O.O.¹, Pavlovich L.B.¹, Medvedskaya E.V.¹

¹Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk, Russia, kafedra-tee@yandex.ru

Abstract. The effect of toxic substances contained in emissions on the health of working personnel (health risk assessment) was investigated in accordance with the guidelines for the assessment of occupational health risk for workers. The environmental safety assessment of the cata-

lytic purification technology of coke-chemical production by the method of assessing the risk to public health was carried out before and after the introduction of the developed technology.

Keywords: risks, gaseous emissions, environmental pollution, carcinogenic substances, catalytic purification.

«Концепция устойчивого развития» человеческого общества, принятая практически всеми странами мира, - это социально-экономическое развитие с целью обеспечения достойного уровня жизни нынешних поколений людей без ущерба для будущих поколений, предполагающее ресурсо-экологический подход к развитию экономики. Остро стоит вопрос сбережений энергии, материалов и здоровья населения. По объему выбросов в атмосферу металлургическая отрасль России занимает второе место после теплоэнергетики. Газообразные выбросы составляют 85,4 % от общего удельного выброса веществ в металлургических процессах, и они практически не очищаются, что связано с особенностями выбросов черной металлургии: запыленностью, значительными объемами отходящих газов, наличием полициклических ароматических углеводородов (в том числе смолистых веществ), наличием канцерогенных веществ (в том числе бенз(а)пирена), наличием органических галогенов – диоксинов, низкой концентрацией загрязняющих веществ в отходящих газах и т.д.

Для нормирования загрязнения окружающей среды с целью практически полной защиты здоровья человека от загрязнения предлагается внедрение концепции риска, которая лежит в основе государственной экологической политики США с 80-х годов. Она исходит из того, что постоянное наличие в окружающей среде потенциально вредных для здоровья человека веществ всегда создает ту или иную степень реального риска, который никогда не равен нулю. Отсюда следует, что любое мероприятие, направленное на предотвращение угрозы здоровью человека со стороны загрязненной окружающей среды, в принципе не может исключить риск, а способно лишь уменьшить его. Ключевое звено в концепции риска – здоровье человека и его охрана от неизбежного риска, связанного с воздействием токсических веществ, где бы они не находились (атмосферный воздух, вода водоемов и т.д.) [1, 2].

Внедрение данной концепции является актуальной задачей, поскольку методика анализа технологических процессов на основе использования критериев снижения риска для здоровья населения позволяет сопоставлять между собой и ранжировать различные мероприятия по охране атмосферного воздуха и позволит более обоснованно строить финансовую политику предприятий.

Цель данной работы – оценка экологической безопасности технологии каталитической очистки выбросов коксохимического производства методом оценки риска для здоровья населения до и после внедрения разработанной технологии.

В данной работе проведена оценка влияния токсичных веществ, содержащихся в выбросах, на здоровье рабочего персонала (оценка рисков для здоровья) в соответствии с руководством по оценке профессионального риска для здоровья работников (Р 2.2.1766-03 от 1 ноября 2003) [3]. Оценка риска для здоровья человека осуществлялась по следующему алгоритму. На первом этапе выполнен расчет максимальных приземных концентраций $C_{\max}$ (согласно ОНД-86 [4]) выбросов предприятия с использованием отчетной формы 2ТП-Воздух для ОАО «ЗСМК» по участкам коксохимического предприятия, где рекомендуется внедрение технологии каталитической очистки выбросов.

На втором этапе рассчитаны среднегодовые концентрации канцерогенов и суммы не канцерогенных веществ на рабочих местах ($C_{\text{раб.м.}}$)

Проведена оценка канцерогенного риска и риска хронической интоксикации от суммы не канцерогенных веществ для работников промышленного предприятия от выбросов в воздушную среду.

Риск от отдельно взятого взвешенного вещества определялся по формуле (1):

$$Risk = 1 - \exp(\ln(0,84) \times \left(\frac{C_{\text{раб.м.}}}{\text{ПДК}}\right)^b / K_3), \quad (1)$$

где $C_{\text{раб. м.}}$ – концентрация загрязняющего вещества на рабочем месте,

b и K₃ – коэффициенты, выбираемые в зависимости от класса опасности рассматриваемого вещества (b должно быть принято для веществ 1, 2, 3 и 4 классов соответственно на уровне 2,35; 1,28; 1,00 и 0,87; K₃ – соответственно на уровне 7,5; 6; 4,5 и 3) [6].

Суммарный риск от n рассматриваемых не канцерогенных веществ вычислялся по формуле (2):

$$Risk_{\text{сумм}} = 1 - (1 - Risk_1) \times (1 - Risk_2) \times \dots \times (1 - Risk_n) \quad (2)$$

Риск по канцерогенным веществам определялся по следующей формуле (с учетом стажа работы в 25 лет):

$$Risk = C_{\text{с.г.}} \times SF \times \frac{20 \frac{\text{мг}}{\text{м}^3}}{70 \text{ кг}}, \quad (3)$$

где C_{с.г.} – среднегодовая концентрация канцерогена, которая предполагается постоянной в течение всей жизни индивидуума, мг/м³

SF – фактор-потенциал канцерогенного эффекта по ингаляционному пути поступления, измерялся в величине, обратной суточной дозе на единицу веса (кг-день/мг);

20 м³/день и 70 кг – средний суточный объем дыхания и вес тела взрослого человека.

Суммарный риск от канцерогенных веществ вычисляется путем суммирования рисков всех анализируемых канцерогенных веществ.

Оценка риска была проведена для 3-х разработанных процессов каталитической очистки выбросов коксохимического производства, в том числе для установки сухого тушения кокса (УСТК), смолоперерабатывающего цеха (СПЦ) и отделения получения электродного пека (ОПЭП). Результаты расчетов рисков по текущей технологии приведены в таблицах 1, 2, и 3. Результаты расчета рисков после внедрения технологии приведены в таблице 4.

Таблица 1 - Результаты расчета риска по выбросам в атмосферу СПЦ

Участок СПЦ	Наименование вредного вещества	Выброс вредного вещества в атмосферу, г/с	C _{max} , мг/м ³	C _{раб.м.} , мг/м ³	Риск
Склад масел	аммиак	0,062	22,869	1,342	0,709
	цианиды	0,029	10,697	0,628	0,997
	фенол	0,029	10,697	0,628	0,969
	нафталин	0,120	44,262	2,598	1,000
	пиридин	0,002	0,738	0,043	0,013
	БП	0,0000020	0,0007377	0,0000433	0,0000383
Сборники фракций ОДС	аммиак	0,800	832,800	48,880	1,000
	нафталин	0,211	219,651	12,892	1,000
	фенол	0,022	22,902	1,344	0,999
	пиридин	0,006	6,246	0,366	0,184
	бензол	0,99	1030,590	60,488	0,4666
Склад смолы	аммиак	0,009	1,287	0,075	0,096
	нафталин	0,035	5,005	0,294	0,777
	цианиды	0,029	4,147	0,243	0,822
	пиридин	0,001	0,143	0,008	0,002
	бензол	0,003	0,429	0,025	0,000194
Суммарный риск по не канцерогенным веществам:					0,999
Суммарный риск по канцерогенным веществам:					0,46686

Таблица 2 - Результаты расчета риска по выбросам в атмосферу пекового парка

Участок ОПЭП	Наименование вредного вещества	Выброс вредного вещества в атмосферу, г/с	$C_{\max}$, мг/м ³	$C_{\text{раб.м.}}$, мг/м ³	Риск
Сборники пека	сероводород	0,050	0,128	0,007	0,026
	аммиак	0,005	0,013	0,0007	0,002
	цианид	0,002	0,005	0,0003	0,0003
	фенол	0,007	0,018	0,001	0,006
	нафталин	0,175	0,449	0,026	0,168
	пиридин	0,006	0,015	0,001	0,0001
	бензол	0,363	0,931	0,055	0,00042
	БП	0,029	0,074	0,004	0,00387
Остальные воздушники оборудования пекового парка	аммиак	0,006	0,471	0,028	0,041
	цианид	0,003	0,236	0,014	0,043
	фенол	0,003	0,236	0,014	0,074
	нафталин	0,081	6,363	0,373	0,842
	бензол	0,064	5,027	0,295	0,00228
	БП	0,00028	0,022	0,0013	0,00114
Суммарный риск по не канцерогенным веществам:					0,892
Суммарный риск по канцерогенным веществам:					0,0077

Таблица 3 - Результаты расчета риска по выбросам в атмосферу УСТК

Наименование вредного вещества	Выброс вредного вещества в атмосферу, г/с	$C_{\max}$, мг/м ³	$C_{\text{раб.м.}}$, мг/м ³	Риск
коксовая пыль	0,050	0,64	0,038	0,003
монооксид углерода	0,005	95,000	5,576	0,095
сернистый ангидрид	0,002	0,014	0,0008	0,0006
сероводород	0,007	0,019	0,001	0,002
цианид	0,175	0,002	0,00011	0,00009
аммиак	0,006	0,029	0,002	0,004
фенол	0,363	0,004	0,0002	0,0013
БП	0,029	0,00014	0,0000085	0,0001
Суммарный риск по не канцерогенным веществам:				0,10331
Суммарный риск по канцерогенным веществам:				0,0001

Согласно расчету рисков, газообразные выбросы УСТК не нуждаются в очистке по канцерогенным веществам, так как их выбросы не превышают величину среднесуточной ПДК. Однако выбросы по другим компонентам (монооксид углерода, пыль, сернистый ангидрид, сероводород, цианид, аммиак, фенол) составляют значительную величину (10,6 %). После каталитической очистки суммарный риск снижается до $0,09 \cdot 10^{-5}$, кроме того, на порядок снижается концентрация бенз(а)пирена, что говорит об эффективности процесса каталитической очистки и необходимости ее внедрения.

Суммарный риск от смолоперерабатывающего цеха совместно с пековым парком по канцерогенным веществам (бенз(а)пирен, бензол) по действующей технологии составлял 0,46686 (превышение приемлемого канцерогенного риска в 467 раз; допустимый канцерогенный риск составляет 0,001 при стаже работы в 25 лет); с внедрением каталитической очистки риск составит $16 \cdot 10^{-7}$ (в пределах допустимого канцерогенного риска). Имеет место

снижение риска в 291 787 раз по канцерогенным веществам и в 12 раз по всем остальным веществам (цианистый водород, толуол, ксилолы, нафталин, фенол, пиридин, аценафтен, карбазол, диоксиды серы и азота), что говорит о приоритетности очистки выбросов смолоперерабатывающего цеха каталитическим методом.

Таблица 4 - Результаты ожидаемых рисков по выбросам после внедрения технологии каталитической очистки

Цеха	Наименование вредного вещества	$C_{\text{max}}, \text{мг/м}^3$	Риск	Суммарный риск	
				по не канцерогенным веществам	по канцерогенным веществам
СПЦ	водород цианистый	0,00005	0,000038	0,0476	0,0000016
	бензол	0,005	0,0000016		
	толуол	0,0008	0,000001		
	ксилолы	0,0009	0,00001		
	нафталин	0,01	0,0067		
	фенол	0,001	0,00032		
	пиридин	0,0004	0,0000009		
	аценафтен	0,0008	0,00000018		
	карбазол	0,0002	0,000045		
	диоксид серы	0,14	0,0063		
	диоксид азота	0,93	0,035		
ОПЭП	нафталин	0,074	0,038	0,0392324932	0,0000089
	ксиленолы	0,006	0,0013		
	сероводород	0,0014	0,000083		
	аммиак	0,00023	0,000055		
	цианистый водород	0,000057	0,000001		
	фенол	0,0006	0,00019		
	пиридин	0,0004	0,000001		
	бензол	0,019	0,0000086		
	БП	0,0000063	0,00000032		
УСТК	коксовая пыль	0,00079	0,000012	0,000062	$0,0886 \cdot 10^{-7}$
	монооксид углерода	0,015	0,00005		
	БП	0,00000001	$0,0886 \cdot 10^{-7}$		

Библиографический список

1. Авалиани С.Л., Андрианова М.М., Печенникова Е.В. и др. Окружающая среда. Оценка риска для здоровья (мировой опыт).- М.: Консультационный центр по оценке риска здоровью.-1996.-?с.
2. Ларсон Б., Голуб А.А. Основные положения методических рекомендаций по анализу эффективности мероприятий по охране атмосферного воздуха на основе расчета затрат на сокращение риска.-М.-1997.-22 с.
3. Руководство по оценке профессионального риска для здоровья работников. Организационно-методические основы, принципы и критерии оценки (Р2.2.1766-63).-М.: Гигиена труда.-2003.-12 с.
4. Методика расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий ОДН-86.-М.:Ленинград Гидрометеоздат.-1987.-92 с.

5. Онищенко Г.Г., Новиков С.М., Рахманин Ю.А. и др. Основы оценки риска для здоровья населения при воздействии химических веществ, загрязняющих окружающую среду.- М.:НИИЭЧиГОС.-2002.-408 с.

6. Щербо А.П., Киселев А.В., Негриенко К.В. и др. Окружающая среда и здоровье: подходы к оценке риска.-СПб:СПбМАПО.-2002.-376 с.

7. Методика определения предотвращенного экологического ущерба. - М.: Госкомитет РФ по охране окружающей среды.-1999

УДК 539.4.015+539.26+620.183.256+620.187.3+621.375.826+621.791.052+535.231.11

ТЕХНОГЕННЫЕ КАТАСТРОФЫ И ИХ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ

Апасов А.М.

г. Юрга, Россия, nobleorder_ambassadors@mail.ru

Аннотация. Проведен комплексный анализ разрушения изделий, конструкций и объектов, работающих в экстремальных режимах. Предложены меры по предотвращению техногенных катастроф. Показана на основе результатов анализа техногенных катастроф необходимость проведения постоянной технической диагностики ответственных изделий и объектов, работающих в экстремальных режимах.

Ключевые слова: экстремальные режимы, аварии, техногенные катастрофы, неразрушающий контроль, диагностика разрушения и предотвращения техногенных катастроф.

TECHNOGENIC CATASTROPHES AND THEIR PREVENTION

Apasov A.M.

Yurga, Russia, nobleorder_ambassadors@mail.ru

Abstract. The integrated analysis of destruction productions, constructions and objects is carried out, which runs at the extreme mode. The measures on prevention the technogenic catastrophes is offered. Need of performing continuous technical diagnostics of the responsible products and objects working in the extreme modes is shown on the basis of results of the analysis of technogenic catastrophes.

Keywords: extreme modes, accidents, technogenic catastrophes, nondestructive control, diagnostics of destruction and prevention of technogenic catastrophes.

Введение

Реальная эффективность процессов производства специальных сталей и сплавов особо высокого качества позволяет решать задачу изготовления деталей и узлов из металла с высокой степенью физической, химической и структурной однородности, что обеспечивает в дальнейшем эксплуатационную надежность и долговечность изделий ответственного назначения, работающих в экстремальных условиях [1].

Тем не менее, несмотря на достигнутый качественный уровень развития промышленных технологий, в частности, в области специального машиностроения, техногенные катастрофы еще имеют место, а опасность аварий изделий и конструкций существует всегда. Аварии таких конструкций или определенные отклонения в режимах их работы могут приводить к весьма серьезным последствиям [2,3]. Отказ в работе или разрушение практически неизбежно завершают функционирование любого изделия или объекта и могут привести к необратимым гуманитарным и экологическим последствиям не только в пределах одного региона, государства, но и более того, в планетарном масштабе [4-10].

Анализ разрушения нефтегазовых скважин позволил выделить следующие основные

виды возможных аварийных ситуаций: открытые фонтаны и выбросы; взрывы и пожары; падение буровых (эксплуатационных) вышек, разрушение их частей [11].

При исследовании причин аварий, имевших место на *нефтегазовых скважинах*, выявлено, что 47 % аварий происходит в результате сочетания технических и организационных причин, 36 % аварий – по техническим и 17 % – по организационным причинам. При этом среди технических причин, которые привели к авариям, преобладали нарушения технологии (41 %).

Анализ аварийности на *объектах промышленной подготовки и переработки углеводородов* позволяет сделать следующие выводы о причинах аварий. Значительную роль играют организационные причины (58 % всех причин). В структуре технических причин нарушение технологии составляет 30 %.

Аварийность на магистральных нефтепродуктопроводах – один из главных критериев опасности, представляющей прямую угрозу населению и окружающей среде. При этом в качестве определяющего фактора следует выделить реальные утечки перекачиваемого продукта, которые классифицируются по масштабам на два вида.

1. Аварии, связанные с полным или частичным разрушением участка трубопровода. Утечки опасных жидкостей, возникающие в результате аварий, сопровождаются значительным локальным выбросом продукта, остановкой перекачки и необходимостью оперативной ликвидации тяжелых последствий загрязнения почвы, растительности, водоемов и т.п.

2. Утечки небольшого объема обусловлены сквозными дефектами стенки трубы, сварных швов, трубопроводной арматуры, которые приводят к разрушению трубы. Такие утечки нефти и нефтепродуктов в случае их несвоевременного обнаружения и устранения могут повлечь последствия, сопоставимые с серьезными авариями.

Среди технических причин аварий на нефтепродуктопроводах преобладали несанкционированные врезки (32 %) и дефекты в теле трубы (24 %), которые сформировались в процессе ее технологического изготовления и в дальнейшем при эксплуатации.

Перечень *технологических* поражений России за последние двадцать лет не оставил равнодушным практически никого. Но, пожалуй, самое главное: мы просто в упор не заметили новых трендов в энергетике, оставшись одной из самых энергоемких экономик в мире. Катастрофа на Саяно-Шушенской ГЭС стала лишним свидетельством этому [12]. Точные данные о том, почему она произошла, появятся позже, но ключевые моменты можно разобрать уже сегодня. Что очевидно уже сейчас – это снижающийся год от года профессионализм персонала. Это последствия культурного сдвига: во главе сложных и опасных объектов и систем, построенных предыдущими поколениями, мы пытаемся ставить менеджеров, окончивших бизнес-школу и не знающих ничего, например, о законах сохранения энергии (в нынешних средних школах этому учат плохо), но прекрасно понимающих, что такое рост капитализации компании и хорошее настроение акционеров. Как только происходит катастрофа, хорошее настроение акционеров улетучивается, а сложность, опасность и необратимые последствия свершившейся глобальной катастрофы остаются. Как признаются сами энергетики, такие вещи происходят прежде всего из-за того, что профессионализм за последние годы на всех уровнях управления в их отрасли сильно упал – у строителей-энергетиков, эксплуатационников, проектировщиков, ученых в исследовательских институтах. В результате ресурс по сути советской энергетической инфраструктуры подошел к критическому порогу, ее необходимо просто обновлять.

17 августа 2009 года навсегда войдет в историю мировой энергетики. Катастрофа на Саяно-Шушенской ГЭС со всей очевидностью показала, что когда-то лучшая в мире советская энергетическая система себя исчерпала, соблюдение *технологической* дисциплины оказалось невозможным, а техническая политика постсоветского руководства отрасли оказалась несостоятельной. До последнего времени считалось, что советские ГЭС входят в число самых надежных в мире. Но даже самые сверхнадежные объекты, способные выдержать ядерный взрыв, *могут разрушаться* – и не потому, что их проектировщики тридцать лет назад допустили ошибку, а потому, что *система управления и технической диагностики* ответственных узлов станции *существенно упростилась и деградировала*. Технологическая

надежность уникальных турбин и их реальные эксплуатационные характеристики за тридцатилетний срок интенсивной работы перестали соответствовать паспортным данным.

Постановка задачи

Проблема разрушения, освещенная для различных условий нагружения и эксплуатации во многих монографиях и обзорах, представляет сложный комплекс научных и технических вопросов. Одним из наиболее важных направлений, способствующих развитию представления о природе разрушения, является изучение завершающего этапа нагружения – распространения разрушающей трещины. Это направление, начало которому положил Гриффитс, продолжил затем ряд исследователей, в частности Орован и Ирвин. В Советском Союзе на математическом фундаменте, построенном Г.В. Колосовым и Н.И. Мусхелишвили, оно развивалось С.А. Христиановичем, Г.И. Баренблаттом, М.Я. Леоновым, Г.П. Черепановым, В.В. Панасюком, Л.Б. Зуевым и многими другими. Определенный прогресс в экспериментальной области достигнут благодаря работам Я.Б. Фридмана с сотрудниками, которые изучали взаимосвязь кинетики разрушения с условиями нагружения и запасом упругой энергии, а также трудам В.М. Финкеля [13,14].

Совершенно недостаточно освещены в литературе источники зарождения, формирования и развития трещин, их ветвление, зависимость морфологии поверхности разрушения от режима роста трещин. Заслуживают внимания и такие вопросы, как торможение трещины, и в докритическом состоянии, когда это просто, и в закритическом, когда лавинное распространение хрупкой трещины превращает вопрос если не в проблемный, то безусловно в чрезвычайно сложный технически. Практически в настоящее время отсутствуют работы по исследованию и разработке методов предотвращения разрушения и, соответственно, катастроф.

Очевидная научная значимость приведенных выше направлений сочетается с тем, что понимание кинетики разрушения и знание основных параметров роста трещины является уже сегодня крайне необходимым для задач конструирования и обеспечения безопасности функционирования изделий и объектов ответственного назначения.

Следует отметить, что по статистическим данным США стоимость контрольных операций при производстве изделий военно-промышленного комплекса (ВПК) достигает 25...35 % от общей стоимости изделия. В строительной индустрии эти затраты составляют 10...12 %. В России расходы на контроль и диагностику, как правило, ниже в 15...20 раз.

Объемы затрат на контроль прямо связаны с количеством отказов. Например, на 1000 российских газопроводов число отказов составляет 5, тогда как в США этот показатель не превышает 0,67, на нефтепромысловых трубопроводах количество отказов 190 и 18 соответственно [15].

В связи с этим очень важно уже на этапе процесса *технологического изготовления* деталей, узлов, изделий и конструкций из специальных сталей, в частности, коррозионно-стойких, жаропрочных, криогенных, мартенситных и т.д., обеспечить их особое качество в дальнейшем. Причем следует отметить, что сварные соединения всегда были и остаются наиболее слабым звеном в общей схеме изделия и конструкции [16]. Это объясняется (в большинстве случаев) физической неоднородностью металла (наличием дефектов различного структурного уровня: точечных, линейных, поверхностных, объемных) в области формирования сварного соединения, что приводит к значительному снижению его физических и механических свойств [17].

Поэтому особое качество металла сварного шва закладывается уже на атомном, нано – и мезоуровне формирования его структуры.

Следовательно, в настоящее время проблема значительного повышения качества, надежности, и долговечности материалов, изделий и конструкций продолжает оставаться одной из актуальных проблем современного научно-технического развития [18]. Особенно эти проблемы важны для изделий, конструкций и объектов, эксплуатирующихся в экстремальных условиях.

Каковы же основные причины, приводящие к отказу или разрушению изделий в работе?

Согласно Р. Коллакоту, обычно к авариям приводят ошибки следующих трех типов [19]:

1. Технические ошибки, обусловленные:

- неправильным проектированием;
- неправильным изготовлением, когда элементы конструкции не соответствуют проекту;
- неправильной эксплуатацией.

2. Организационные ошибки.

3. Недостаток квалификации.

Из всех этих ошибок следует особо выделить те, которые возникают из-за неправильного изготовления изделий. В качестве подобных ошибок, как правило, выступают трещины и непровары у самого обширного класса изделий с неразъемными соединениями, получаемыми способом сварки, и за возникновением которых в процессе сварки до сих пор очень сложно осуществить контроль.

Методы неразрушающего контроля

С учетом предыдущего анализа следует отметить, что наличие высококачественных материалов и технологий изготовления конструкций при отсутствии эффективных методов диагностики не гарантирует безаварийной эксплуатации.

В связи с этим важнейшими задачами неразрушающего контроля (НК) являются: распознавание дефектов, определение их координат, формы, размеров, оценка степени опасности [20]. Различные методы НК ориентированы на применение в определенных условиях и взаимно дополняют друг друга, что позволяет получать достоверную информацию о состоянии объекта контроля (ОК). В наиболее распространенных и простых методах конструкция, технология изготовления, материал изделия влияют на выбор метода НК.

Капиллярная дефектоскопия – очень простой способ [21], имеющий широкое применение и высокую чувствительность к *поверхностным дефектам*.

Достоинства метода следующие:

- высокая чувствительность;
- высокая разрешающая способность;
- относительно высокая достоверность контроля;
- наглядность результатов контроля;
- возможность контроля деталей разной степени сложности;
- большая номенклатура материалов проверяемых деталей (аустенитные стали, никелевые, титановые, магниевые, алюминиевые сплавы, керамика, стекло, бетон и т. д.);
- возможность точно устанавливать место дефекта, направление, протяженность и иногда его характер;
- простота технологических операций контроля;
- возможность быстрой подготовки контролеров;
- низкая стоимость используемых материалов.

Недостатки метода следующие:

- высокая трудоемкость контроля при отсутствии механизации;
- возможность обнаружения *только поверхностных дефектов*;
- большая длительность процесса (от 0,5 до 1,5 часов);
- необходимость удаления лакокрасочных покрытий и тщательной предварительной очистки контролируемых деталей;
- низкая вероятность обнаружения дефектов под окисной пленкой, тонким слоем деформированного металла.
- сложность механизации и автоматизации контроля;
- громоздкость стационарного оборудования;
- вредность некоторых дефектоскопических материалов для персонала и необходимость защиты организма от них;
- *субъективность контроля*, зависимость достоверности результатов от состояния и уровня подготовки контролера.

Магнитопорошковый контроль применим только для деталей из *ферромагнитных материалов* [Там же. с. 134]

В рамках радиографического метода контроля, в основном используемого для нераз-

рушающего контроля металла изделий, невозможно дать 100% –ную гарантию качества сварных швов из-за его объективных недостатков согласно ГОСТ 7512-82 (п. 1.3), потому что при этом не выявляются:

- любые несплошности и включения с размером в направлении просвечивания менее удвоенной чувствительности контроля;
- непровары и трещины, плоскость раскрытия которых не совпадает с направлением просвечивания.

Кроме того, трудоемкость последующего устранения выявленных опасных дефектов, как правило, значительно выше трудоёмкости собственно процесса сварки.

Существенным ограничением радиографического метода является то, что контроль следует проводить после устранения обнаруженных при внешнем осмотре сварного соединения наружных дефектов, которые могут помешать расшифровке снимка.

Следует отметить также, что основными видами опасности для персонала при радиографическом контроле являются воздействие на организм ионизирующего излучения и вредных газов, образующихся в воздухе под воздействием ионизирующего излучения, и поражение электрическим током.

С другой стороны, широкое распространение получил ультразвуковой контроль элементов машин и конструкций ответственного назначения в условиях эксплуатации без их демонтажа.

К преимуществам ультразвукового контроля (УЗК) относятся [21]:

1. Высокая чувствительность, позволяющая выявлять мелкие дефекты.
2. Большая проникающая способность.
3. Простота и высокая производительность контроля.
4. Полная безопасность работы оператора и окружающего персонала.

Основными недостатками УЗК являются:

1. Наличие временной мертвой зоны, представляющей собой неконтролируемый поверхностный слой, в котором эхо-сигнал от дефекта не отделяется от зондирующего [21].

2. При ультразвуковой дефектоскопии невозможно дать ответ на вопрос о реальных размерах дефекта, так как размер дефекта определяется его отражательной способностью и поэтому по результатам контроля вводится понятие *эквивалентная площадь дефекта* и указывается *условный размер дефектов* [22].

3. Кроме того, невозможно однозначно охарактеризовать тип выявленного дефекта (трещина, непровар, пора и т.п.).

4. Наиболее трудно расшифровать осциллограммы, возникающие при контроле изделий сложной формы (детали переменной толщины, кривизны и т.п.) [21].

Все вышеуказанные методы НК, имеющие широкое промышленное применение, относятся к категории *активных методов диагностики*. В частности, по степени изменения информативных параметров, характеризующих контрольные среды и физические поля, генерируемые устройствами технической диагностики в контролируемых материалах, изделиях и объектах, судят о наличии в них уже готовых сформировавшихся дефектах.

Следовательно, регистрируемые параметры в вышеизложенных методах не могут дать ответ на вопросы:

1. Могут ли в последствие при эксплуатации изделий и объектов выявленные и допущенные дефекты получить свое дальнейшее развитие?
2. Как поведут себя дефекты в изделиях, оставшиеся за пределами чувствительности и разрешающей способности рассмотренных выше методов?

Поэтому при разработке новых методов и технических средств НК следует иметь в виду следующее:

1. Перед разработчиками ставится задача не только по получению достоверной информации о месте расположения и типе дефекта.
2. Следует исходить из того, что в сварных швах отдельных уникальных узлов и узлов вообще недопустимо, а в некоторых видах изделий и объектов присутствие де-

фектов должно быть полностью исключено.

Отсюда возникает потребность в создании совместно с достигнутым качественным уровнем развития промышленных технологий такого метода технической диагностики изделий в реальном масштабе времени, при котором бы полностью исключалось зарождение опасных и недопустимых дефектов на всех стадиях технологического процесса изготовления изделий.

Поэтому особое качество может быть достигнуто только при обязательном условии соблюдения высокой степени физической однородности (полное отсутствие дефектов различного структурного уровня), химической однородности (максимальный уровень диспергирования химических элементов и их соединений по всему объему металла) и структурной однородности металлов и сплавов. Это, в свою очередь, будет гарантировать реальным изделиям и конструкциям из данных сплавов такие механические, физические, химические и другие свойства, информативные параметры которых будут максимально приближены к их теоретическим значениям.

Акустико-эмиссионная диагностика изделий и предупреждение техногенных катастроф

Один из таких методов основан на анализе параметров упругих механических волн акустической эмиссии (АЭ), возникающей в результате локальной динамической перестройки структуры материала контролируемого изделия, то есть акустико-эмиссионный метод [23-25].

Метод АЭ, использующий измерение параметров упругих волн, характеризующих дефектообразование, обладает принципиальной возможностью обнаружения дефектов в момент их возникновения, слежения за кинетикой их развития, определения степени опасности развивающихся дефектов. Высокая чувствительность метода, возможность контроля относительно несложной аппаратурой всего объема изделия в процессе его изготовления делает метод АЭ весьма перспективным для решения задач технической диагностики. Метод позволяет накапливать информацию в процессе изготовления, нагружения и деформирования исследуемых объектов, осуществлять обнаружение и регистрацию развивающихся дефектов. Это означает, что данным методом выявляются наиболее опасные дефекты, склонные к развитию. Он позволяет по параметрам сигналов АЭ оценивать степень опасности дефекта. Тем самым повышается надежность эксплуатации изделий и объектов. Данный метод является интегральным, т.е. используя несколько преобразователей акустической эмиссии (ПАЭ), установленных на поверхности объекта, можно контролировать весь объект. Особым достоинством метода может служить его способность обнаруживать зарождение, формирование и развитие трещины в реальном масштабе времени, не прерывая процесса изготовления или ресурсных испытаний. Используя данный метод, можно следить за состоянием конструкции без ее демонтажа. Анализ сигналов с нескольких датчиков дает информацию, достаточную для определения местоположения дефекта. В настоящее время является единственным методом, позволяющим по анализу статистических характеристик сигналов оценивать остаточный ресурс конструкций.

Основными информативными параметрами сигнала являются энергия, число превышений сигналом определенного порогового уровня, крутизна фронта, длительность первой полуволны и т.д. Известно, что каждый параметр сигнала АЭ связан с каким-либо параметром процесса разрушения и является его акустическим отображением. Наиболее общей характеристикой этих процессов является амплитудное распределение сигналов АЭ, характеризующее выделение энергии в результате релаксации внутренних напряжений при зарождении трещины в реальном масштабе времени. Поскольку параметры сигналов АЭ связаны с кинетикой разрушения материалов, то применение данного метода может дать наиболее объективную информацию о динамическом состоянии дефектов и соответственно о прочности и надежности конструкций. Чем раньше удастся обнаружить дефект, тем более вероятно своевременное предотвращение аварийной ситуации. Поэтому так много внимания уделяется *диагностике зарождающихся дефектов*. В результате обработки сигналов АЭ в системах диагностики требуется сформировать диагностические признаки, чувствительные к малым отклонениям параметров ОК от нормы. В связи с этим возникает необходимость анализа

структуры сигнала, содержащей информацию о техническом состоянии конструкции.

По технической и экономической эффективности АЭ не уступает, а превосходит современные высокие технологии. Принципиально важно, что по информативным параметрам, характеризующим сигналы АЭ, можно судить о характере протекающих физических процессов при технологических операциях изготовления деталей, узлов и изделий ответственного назначения.

Подход к АЭ как к *новой технологии* с широкими возможностями раскрывает «потенциал» данного метода, объясняет эффект действия ее на различные производства и имеет преимущества, будучи комплексным, системным подходом, *связывающим в единую цепь все проблемы, возникающие от момента изготовления до процесса эксплуатации* объекта ответственного назначения. Переход от ограниченных по масштабам применений АЭ к разработке и реализации акустико-эмиссионных технологий является одной из глобальных проблем развития данного метода [20].

Перспективы и преимущества метода АЭ несомненны. Как показал анализ публикаций по неразрушающим методам контроля, основными областями, в которых ведущие зарубежные фирмы проводят работы по практическому использованию метода АЭ, являются: испытания сосудов, работающих под давлением, диагностика газопроводов, нефтеналивных цистерн, контейнеров для перевозки особо опасных грузов, режущего инструмента и дорогостоящего оборудования. Данным методом проводятся исследования усталостной прочности разнообразных материалов, определяются координаты зарождающихся дефектов и т.д. По данным Национального бюро стандартов США метод АЭ все большее применение находит при контроле резервуаров, трубопроводов и котлов. Отмечается, что не было ни одного случая, чтобы существенный дефект не был бы обнаружен данным методом НК.

Следует отметить, что «сварка в мире будущего представляется нам технологическим процессом, дающим продукцию безупречного качества, лишенную каких бы то ни было дефектов. Контроль качества сварки из операции пассивной (констатация фактов) станет звеном собственно сварочного процесса. Своевременное выявление отклонения параметров режима сварки, надлежащее воздействие на него на основе обратных связей должны предотвратить самую возможность появления дефектов» [26].

Более того, становится весьма очевидной потребность в создании не только метода определения качества изделия и оценки его надежности, основанного на использовании физических явлений, сопровождающих процесс развития дефектов. Необходимо также в разработке и изучение основных принципов метода прогнозирования, управления процессами зарождения источников опасных дефектов (трещин и непроваров) и их предотвращения на самой ранней стадии формирования. Это позволит уже на этапе технологического процесса изготовления изделий и конструкций устранить главную причину возникновения в дальнейшем на этапе эксплуатации техногенной аварии или катастрофы.

В связи с этим для реализации данного метода дополнительно потребуется:

1. Разработать требуемую акустико-эмиссионную аппаратуру для диагностики конкретного технологического процесса, осуществить ее опытное производство и обеспечить метрологическую поверку.
2. Организовать целевую подготовку высококвалифицированных специалистов и обслуживающего персонала в области акустико-эмиссионной диагностики и специального материаловедения (наноструктуры, наносистемы, нанотехнологии) с учетом специфики промышленного производства изделий или эксплуатации стратегических объектов.
3. Провести аттестацию (сертификацию) всего технического персонала.

Исследования в области анализа аварий и возможностей их предотвращения в сложных техногенных системах уже ведутся [27]. В рамках решения данной проблемы в статье [28] приведены основные положения для оценки и регулирования рисков техногенных аварий и катастроф применительно к различным сферам функционирования железнодорожного транспорта, дана количественная оценка параметров риска наиболее тяжелых аварий и катастроф на железнодорожном транспорте в нашей стране за последние 30 лет и изложен опыт

реализации соответствующих разработок Института машиноведения РАН, ВНИКТИ, а также Экспертного союза по независимой оценке рисков чрезвычайных ситуаций и Российского научного общества анализа риска с использованием материалов 33-х томной серии «Безопасность России. Правовые социально-экономические и научно-технические аспекты».

Выводы

1. Из результатов анализа техногенных катастроф следует необходимость проведения постоянной технической диагностики ответственных изделий и объектов, работающих в экстремальных режимах.

2. Классические методы неразрушающего контроля относятся к категории активных. Поэтому они не могут дать ответа на вопросы:

- Будут или нет в дальнейшем при эксплуатации изделий и объектов выявленные и допущенные дефекты получить свое дальнейшее развитие?

- Как поведут себя дефекты в изделиях, оставшиеся за пределами чувствительности и разрешающей способности рассмотренных выше методов?

3. Для предупреждения техногенных катастроф необходимо использовать высококачественные промышленные технологии изготовления изделий совместно с такими методами технической диагностики в реальном масштабе времени, при которых бы полностью исключалось зарождение опасных и недопустимых дефектов на всех стадиях технологического процесса изготовления изделий.

4. Требуется фундаментальная подготовка и аттестация высококвалифицированных технических специалистов в области технической диагностики разрушения и предотвращения техногенных катастроф.

Бблиографический список

1. Современные способы производства слитков особо высокого качества // Латаш Ю.В., Матях В.Н.; Под ред. Патона Б.Е., Медовара Б.И. – Киев: Наукова думка, 1987. – 336 с.
2. Патон Б.Е. Об основных направлениях работ в области акустической эмиссии // Акустическая эмиссия материалов и конструкций. Тр. 1-ой Всесоюзной конференции. – Ростовский университет, 1989. – С.5-10.
3. Акимова Т.А. Техногенные аварии и катастрофы // Энергия: экономика, техника, экология. – 2009. – №5. – С.22-26.
4. Абагян А.А. и др. Информация об аварии на Чернобыльской АЭС и её последствиях, подготовленная для МАГАТЭ // Атомная энергия. — 1986. — Т. 61, вып. 5. — С. 301-320.
5. Бабосов Е.М. Философско-социологические аспекты осмысления сущности Чернобыльской катастрофы и преодоление её последствий // Актуальные проблемы развития потребительской кооперации на современном этапе. Гомель-Минск. — 1990. — С. 51-59.
6. Израэль Ю.А., Вакуловский С.М., Ветров В.А., Ровинский Ф.Я. Чернобыль: Радиоактивное загрязнение природных сред. — Л.: Гидрометеиздат, 1990. — 298 с. — 1500 экз. — ISBN 5-286-00799-6.
7. Несветаев Г.А. Общество после катастрофы // Чернобыль-индекс. — 1991. — № 1. — С. 108-115.
8. Крышев И.И., Алексахин Р.М., Рябов И.Н, Смирнов В.В., Пристер Б.С., Санжарова Н.И., Перепелятникова Л.В., Асташева Н.П. Радиоэкологические последствия Чернобыльской аварии. — М.: Наука, 1991. — 190 с.
9. Чернобыльская катастрофа (1986 г.) // Катастрофы конца XX века / Под общ. ред. д-ра техн. наук В.А. Владимирова. Министерство Российской Федерации по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации последствий стихийных бедствий. — М.: УРСС, 1998. — 400 с. — ISBN 5-88417-167-6. (обл.)
10. Атлас загрязнения Европы цезием-137 после Чернобыльской аварии / Научный руководитель Ю.А. Израэль. — Люксембург: Офис официальных публикаций Европейской комиссии, 1998.
11. Смирнова В.В., Мартынюк В.Ф., Прусенко Б.Е., Лопатина Т.Г., Волохина А.Т.,

Карпова В.В. Анализ причин аварийности, мероприятий по предупреждению опасностей и ликвидации последствий аварий на объектах нефтедобычи, на нефтепродуктопроводах // Безопасность жизнедеятельности. – 2007 – №7. – С.33-39.

12. Виньков А., Имамутдинов И., Рубанов И., Сиваков Д. Сложно и опасно. Технократическое самоубийство (катастрофа на Саяно-Шушенской ГЭС) // Эксперт. – 24-30 августа 2009. – №32. – С.17-25.

13. Финкель В.М. Физика разрушения. – М.: Металлургия, 1970. – 376 с.

14. Финкель В.М. Физические основы торможения разрушения. – М.: Металлургия, 1977. – 360 с.

15. Ключев В.В., Фурсов А.С., Филинов М.В. Подходы к построению систем оценки остаточного ресурса технических объектов // Контроль. Диагностика. – 2007. – №3. – С.18-23.

16. Апасов А.М., Козлов Э.В. Исследование структуры металла сварного соединения из коррозионно - стойкой стали // Известия Томского политехнического университета. – 2009. – Т.315, №2. – С.155-161.

17. Алешин Н.П. Работы МГТУ им. Н.Э. Баумана в области неразрушающего контроля материалов и изделий // Сварочное производство. – 2003. – №1. – С.35-38.

18. Алешин Н.П., Бигус Г.А., Лютов М.А. Диагностирование объектов стартовых комплексов изделий ракетно - космической техники с использованием акустических методов контроля // Дефектоскопия. – 2002. – №3. – С.3-13.

19. Коллакот, Р. Диагностика повреждений: пер. с.англ. / Р. Коллакот, – М.: Мир, 1989. – 512 с.

20. А.Н. Серьезнов, Л.Н. Степанова, В.В. Муравьев и др. Акустико-эмиссионная диагностика конструкций. – М.: Радио и связь, 2000. – 280 с.

21. Неразрушающий контроль металлов и изделий. Справочник. Под ред. Г.С. Самойловича. М., «Машиностроение», 1976. – 456 с.

22. ГОСТ 14782 – 86. Контроль неразрушающий // Сварные соединения. Методы ультразвуковые. – М.: Стандартиформ, 2005. – 26 с.

23. Грешников В.А., Дробот Ю.Б. Акустическая эмиссия. – М.: Изд. стандартов, 1976. – 272 с.

24. Иванов В.И., Белов В.М. Акустико-эмиссионный контроль сварки и сварных соединений. – М.: Машиностроение, 1981. – 184 с.

25. ГОСТ 27655 – 88. Акустическая эмиссия. Термины, определения и обозначения. – М.: Изд. стандартов, 1988. – 12 с.

26. Патон Б.Е. Новые рубежи сварочной техники // Сварочное производство. – 1970. – № 4. – С.3-6.

27. Ключев В.В., Резчиков А.Ф., Иванов А.С., Домнич В.С. Анализ аварий и возможностей их предотвращения в сложных техногенных системах с использованием моделей причинно-следственных связей // Контроль. Диагностика. – 2009. – №12. – С.29-36.

28. Махутов Н.А., Гаденин М.М., Земцов С.П., Косов В.С., Красюков Н.Ф., Оганьян Э.С., Малышев Н.И., Мельников В.И. Предупреждение техногенных катастроф // Транспорт: наука, техника, управление. – 2009. – №11. – С.31-34.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ТЕПЛООБМЕНА В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ

Спирин Н.А., Онорин О.П., Истомин А.С., Гурин И.А.

Уральский федеральный университет
имени Первого Президента России Б.Н. Ельцина,
г. Екатеринбург, Россия, n.a.spirin@urfu.ru, olnasta@inbox.ru,
pyfhon@live.com, ivan.gurin@urfu.ru

Аннотация. Исследованы переходные процессы в доменной печи при изменении рудной нагрузки, расхода природного газа, температуры и влажности дутья, содержания кислорода в дутье и основности шлака. Показано, что колебательный переходный процесс в доменной печи наблюдается в том случае, если после нанесения возмущения, оно будет оказывать противоположное влияние на тепловое состояние нижней и верхней ступеней теплообмена. Наиболее предсказуемыми входными параметрами, влияющими на концентрацию кремния в чугуна, являются рудная нагрузка, влажность дутья и основность шлака. Изменение концентрации кислорода в дутье и расхода природного газа имеет знакопеременный характер на тепловой режим нижней части печи.

Ключевые слова: доменная печь, переходный процесс, тепловой режим, содержание кремния в чугуна, характеристики дутья, рудная нагрузка.

THE PRINCIPLES OF HEAT EXCHANGE IN BLAST FURNACE AND THEIR EFFECT ON THE FEATURES OF TRANSITION PROCESSES

Spirin N.A., Onorin O.P., Istomin A.S., Gurin I.A.

Ural federal University
named after the First President of Russia Boris Yeltsin,
Ekaterinburg, Russia, n.a.spirin@urfu.ru, olnasta@inbox.ru,
pyfhon@live.com, ivan.gurin@urfu.ru

Abstract. The transient processes in a blast furnace with a change in ore load, natural gas flow rate, temperature and humidity of the hot blast, oxygen content in the hot blast and slag basicity are researched. It is shown that the oscillatory transition process is observed if, after applying the perturbation, it will have the opposite effect on the thermal conditions of the lower and upper stages of heat transfer of the blast furnace. The most predictable input parameters affecting the concentration of silicon in pig iron are ore load, hot blast humidity and slag basicity. Change in oxygen concentration in hot blast and natural gas flow has an alternating character on thermal conditions of the blast-furnace hearth.

Key words: blast furnace, transition process, thermal conditions, silicon content in pig iron, blast characteristics, ore load.

Введение

Обобщением и анализом экспериментальных и теоретических исследований ранее было показано, что двухступенчатая схема теплообмена в современных условиях работы доменной печи при плавке различных видов железорудного сырья, повышении температуры горячего дутья и содержания кислорода в нем, существенном сокращении расхода кокса и увеличении интенсивности плавки является обязательным условием устойчивости хода доменного процесса и экономичности плавки. Схема теплообмена по высоте доменной печи при современной технологии доменной плавки представлена на рисунке 1 [1-2].

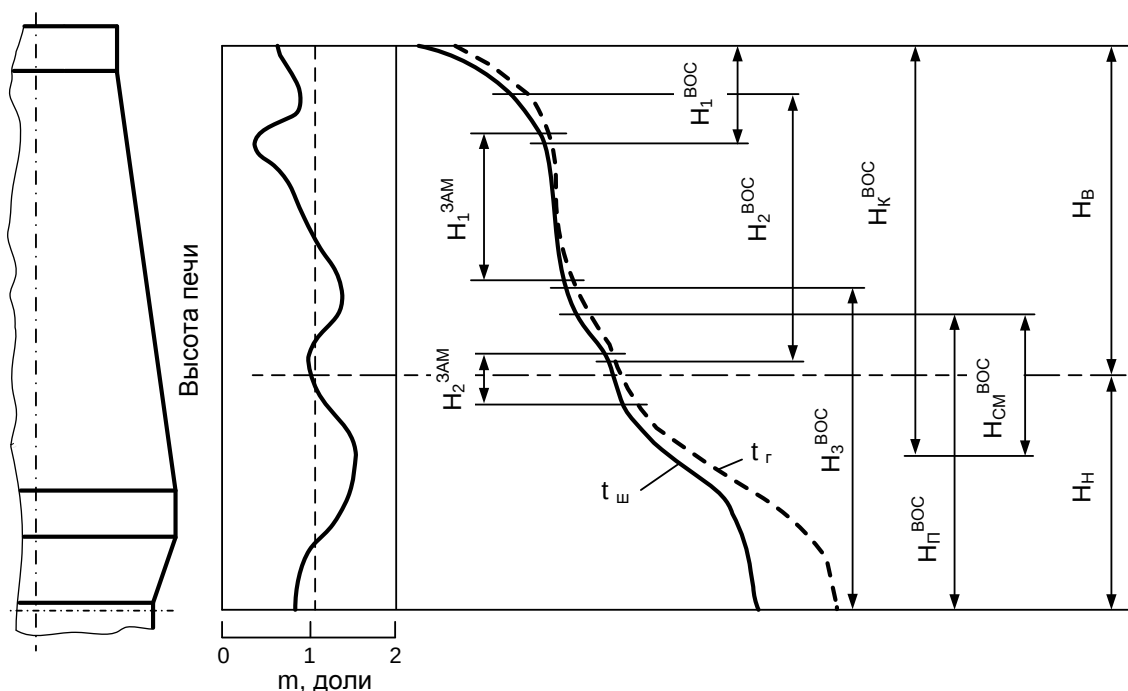


Рисунок 1 – Схема теплообмена по высоте доменной печи при современной технологии доменной плавки: $H_1^{\text{зам}}$, $H_2^{\text{зам}}$ – верхний и нижний участки замедленного теплообмена; $H_1^{\text{вос}}$, $H_2^{\text{вос}}$, $H_3^{\text{вос}}$ – зоны восстановления гематита, магнетита и вюстита; $H_K^{\text{вос}}$, $H_П^{\text{вос}}$, $H_{СМ}^{\text{вос}}$ – зоны косвенного прямого и смешанного восстановления; H_B , H_H – верхняя и нижняя тепловые зоны; m – отношение теплоемкостей потоков шихты и газа

Любые изменения технологии доменной плавки не должны менять этой схемы. Работа верхней и нижней ступеней теплообмена связаны между собой развитием процессов прямого восстановления, что исключает полную автономность этих ступеней теплообмена.

По этой причине при исследовании и оценке теплового состояния доменной печи как объекта управления, её целесообразно делить на две тепловые зоны – верхнюю и нижнюю. Граница раздела между зонами располагается в верхней части области смешанного восстановления, между уровнем начала газификации углерода кокса и горизонтом, ниже которого оксиды железа восстанавливаются прямым путем.

Такое принципиальное различие в условиях теплообмена в верхней и нижней тепловых зонах и их взаимное влияние через степень прямого восстановления приводит к различным закономерностям переходных процессов доменной плавки. По различным каналам воздействия наблюдается аperiодический или колебательный переходный процесс.

Исследование переходных процессов

Исследование переходных процессов доменной плавки осуществлялось с использованием аналитических и теоретических моделей, описывающих закономерности тепло- и массообмена с учетом кинетики протекающих в объеме печи химических реакций; методами пассивного и активного экспериментов, по данным нормальной эксплуатации печи с применением статистических методов, а также на основе результатов специально поставленных экспериментов или путём отбора характерных периодов нормальной работы печи, содержащих входные сигналы желаемого типа. Каждое из этих направлений имеет очевидные преимущества и недостатки, хорошо освещенные в научной литературе [3-7].

Аналитические модели, построенные на основе физики процесса, позволяют теоретически оценивать характер динамических характеристик процессов в любых условиях доменной плавки при отсутствии помех [3-4]. Однако ввиду сложности протекающих в доменной печи процессов, проблематичности их полного описания, сложности математического решения системы дифференциальных уравнений, такие динамические модели не учитывают в полной мере все особенности протекания процессов, а информация по реально используе-

мым в промышленности динамическим моделям этого класса за последние десятилетия практически отсутствует.

Перспективным для исследования переходных процессов в доменной печи является натурно-математический подход, разработанный в Сибирском государственном индустриальном университете [8].

На его основе разработана динамическая модель, предназначенная для прогнозирования хода доменной плавки в режиме реального времени. Её базисом являются фундаментальные знания по теории и практике современного доменного процесса, закономерности процессов тепло- и массообмена, газодинамики, процессов шлакообразования [1-4, 6]. При этом широко используется математическое, алгоритмическое и программное обеспечение, разработанные ранее в УрФУ для управления доменной плавкой [9-10]. Программное обеспечение позволяет решать комплекс технологических задач только для статического режима работы объекта и рассчитывать коэффициенты передачи по различным каналам воздействия, прогнозировать работу печей без учета динамики процесса.

Для определения вида и показателей переходного процесса при моделировании используются результаты расчетов переходных процессов по модели ВНИИМТ [3, 4]. Время запаздывания при изменении свойств и расхода шихтовых материалов принято равным времени одного оборота шихты.

Рассмотрим переходные процессы изменения теплового состояния нижней зоны доменной печи, важнейшим показателем которого является содержание кремния в чугуне, по различным каналам воздействия, основными из которых являются: рудная нагрузка, расход природного газа, температура и влажность дутья, содержание кислорода в дутье и основность шлака.

Воздействие изменения рудной нагрузки

Начало изменения в производительности печи по времени соответствует смене одного объема шихты в печи. Изменение в нагреве продуктов плавки, характеризуемое содержанием кремния в чугуне, начинается через время переходного периода, длительность которого составляет один оборот шихты в печи, а общая продолжительность переходного процесса до установления нового значения кремния составляет 3–3,2 оборота шихты (рисунок 2).

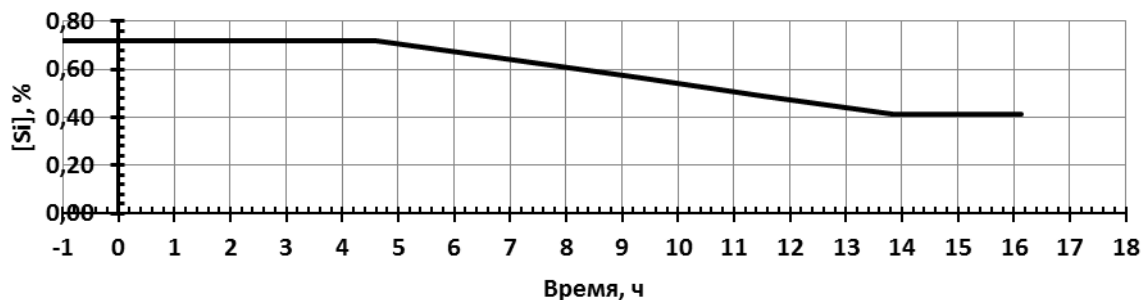


Рисунок 2 – Изменение содержания кремния в чугуне в процессе переходного периода при увеличении рудной нагрузки с 3,76 до 3,86 т/т

Коэффициент передачи по каналу «рудная нагрузка-содержание кремния в чугуне» составляет 0,37 % [Si]/0,1 рудной нагрузки. Установлено, что с увеличением уровня возмущения, т.е. когда рудная нагрузка возрастает более, чем на 0,2 т/т, коэффициент передачи практически не меняется.

Воздействие изменения расхода природного газа

Изменение расхода природного газа (без корректировки других дутьевых параметров – температуры дутья, содержания в дутье кислорода, влажности дутья) вызывает знакопеременный характер изменения содержания кремния в чугуне (рисунок 3).

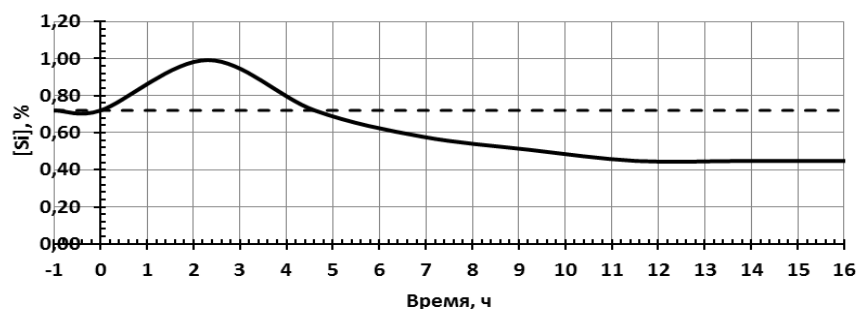


Рисунок 3 – Переходный процесс изменения содержания кремния в чугуна при сокращении расхода природного газа на $10 \text{ м}^3/\text{т}$ чугуна

Это обусловлено безынерционным действием изменения теплового уровня в горне печи и инерционным воздействием интенсивности плавки и протеканием восстановительных процессов. В начальный момент времени снижения расхода газа в результате повышения температуры в горне, связанной со снижением затрат тепла на разложение природного газа, содержание кремния в чугуна возрастает. А по истечении времени, равного времени одного оборота шихты в печи, шихта начинает холодеть из-за уменьшения выхода горнового газа и, как следствие, повышения степени прямого восстановления.

Воздействие изменения содержания кислорода в дутье

Кривая изменения содержания кремния в чугуна в этом случае имеет знакопеременный характер. В начальный момент времени, после увеличения содержания кислорода в дутье, происходит увеличение температуры в горне печи и повышение концентрации кремния в чугуна в течение прохождения одного оборота шихты (рисунок 4).

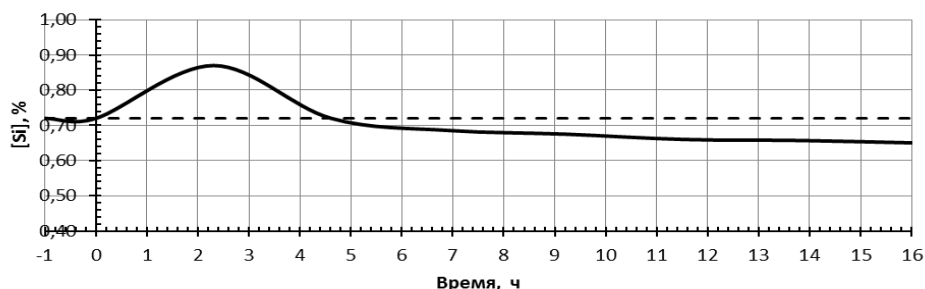


Рисунок 4 – Переходный процесс изменения содержания кремния в чугуна при увеличении концентрации кислорода в дутье с 27,5 до 28,5 %

В дальнейшем из-за снижения температуры в шахте печи и увеличения степени прямого восстановления оксидов железа наблюдается снижение нагрева нижней зоны печи и понижение содержания кремния.

Воздействие изменения влажности дутья

Динамика изменения содержания кремния в чугуна при снижении влажности дутья представлена на рисунке 5.

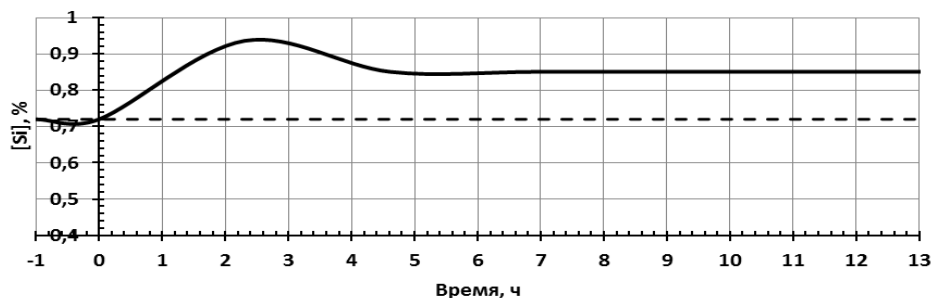


Рисунок 5 – Переходный процесс изменения содержания кремния в чугуна при снижении влажности дутья с $9,0$ до $4,0 \text{ г/м}^3$

При снижении влажности дутья происходит повышение теоретической температуры горения за счет понижения затрат тепла на разложение паров воды и снижения объема горных газов, а также повышение физического и химического нагрева продуктов плавки. Через 2,5 часа после нанесения возмущения повышение теплового уровня горна печи прекращается.

Воздействие изменения основности шлака

При увеличении основности шлака (CaO/SiO_2) наблюдается снижение концентрации кремния в чугуне. Это связано с тем, что ввод в шлак основного оксида – CaO сопровождается связыванием оксида кремния в шлаке в прочное соединение – силикат кальция ($\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$), восстановление кремния из которого требует гораздо больших затрат в сравнении с его восстановлением из «чистого» кремнезема. Результаты анализа по выявлению зависимости кремния в чугуне от основности шлака представлены на рисунке 6.

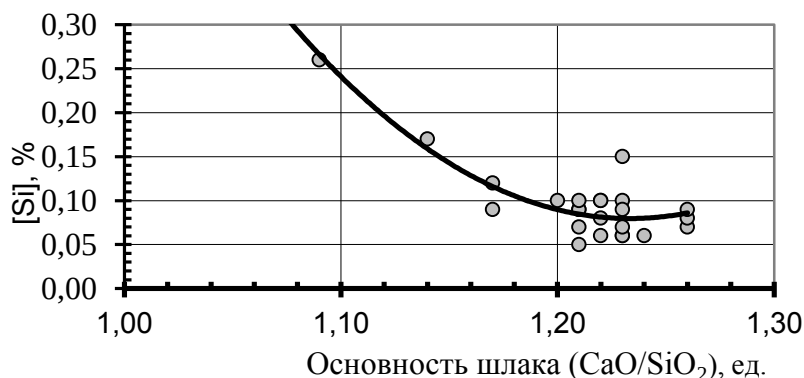


Рисунок 6 – Взаимосвязь содержания кремния в чугуне и основности шлака

При расчете динамики изменения кремния в чугуне при внесении возмущения по изменению основности шлака принимается, что начало изменения концентрации кремния в чугуне начинается через время смены одного оборота шихты в печи, а длительность переходного периода составляет по времени также смену одного оборота шихты. На рисунке 7 представлена динамика изменения содержания кремния в чугуне при увеличении основности шлака.

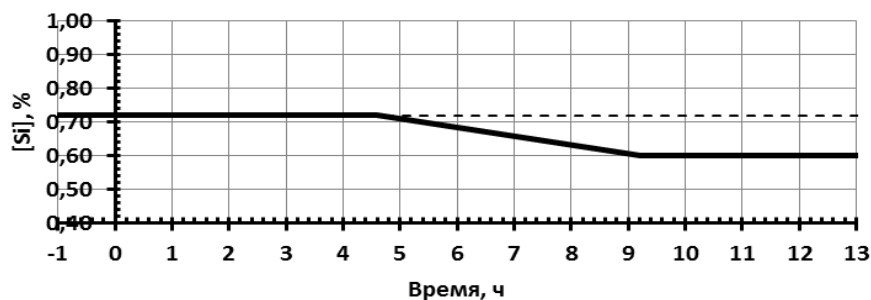


Рисунок 7 – Переходный процесс изменения содержания кремния в чугуне при увеличении основности шлака с $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0,98$ до $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,04$

Воздействие изменения температуры горячего дутья

При изменении температуры дутья наблюдается изменение теплового уровня нагрева низа печи и как следствие этого – меняется содержание кремния в чугуне. При внесении возмущения по температуре дутья тепловое состояние нижней зоны печи меняется сразу же вслед за изменением этого параметра (рисунок 8). Длительность переходного периода может быть принята равной смене одного оборота шихты.

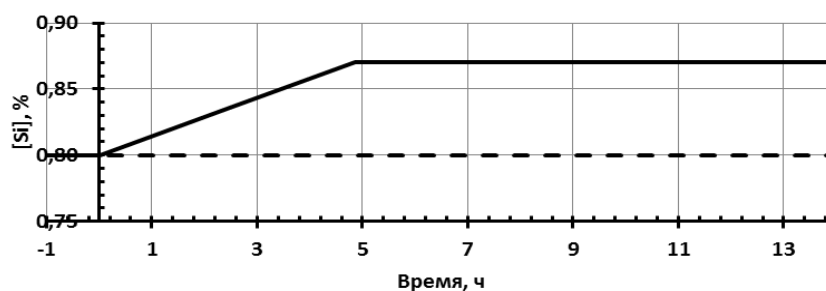


Рисунок 8 – Переходный процесс изменения содержания кремния в чугуне при увеличении температуры дутья с 1110 до 1120 °С

Выводы

1. Динамические характеристики доменных печей по различным каналам воздействия изменяются и зависят существенно от свойств проплавляемого сырья, конструктивных и режимных параметров работы печей.
2. Колебательный переходный процесс в доменной печи наблюдается в том случае, если после нанесения возмущения оно будет оказывать противоположное влияние на тепловое состояние нижней и верхней зон теплообмена. Величина перерегулирования при этом будет тем больше, чем существеннее по величине и по знаку это различие.

Библиографический список

1. Теплотехника доменного процесса / Б.И. Китаев, Ю.Г. Ярошенко, Е.Л. Суханов, Ю.Н. Овчинников, В.С. Швыдкий // М.: Metallurgy, 1978. – 248 с.
2. Эволюция схем теплообмена в доменной печи // Ярошенко Ю.Г., Спирин Н.А., Швыдкий В.С., Гордон Я.М., Лавров В.В. / Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2016. Т. 59. № 8. С. 523-530.
3. Динамические характеристики доменной печи по результатам математического моделирования / В.И. Мойкин, Н.М. Бабушкин, Б.А. Боковиков // Вопросы производства чугуна в доменных печах: Темат. сб. науч. тр./МЧМ СССР (ИЧМ.– М.: Metallurgy, 1984. С. 46–52.
4. Нестационарные процессы и повышение эффективности доменной плавки / Ю.Н. Овчинников, В.И. Мойкин, Н.А. Спирин, Б.А. Боковиков // Челябинск: Metallurgy, 1989. – 120 с.
5. Jian Xu. Numerical simulation on dynamic and static holdups of powder inside pre-reduction shaft furnace / Jian Xu, Sheng-li Wu, Xin-ying Guo, Kai-ping Du. Technical contribution to the 6th International congress on the science and technology of ironmaking – ICSTI, 42nd International Meeting on ironmaking and 13th International Symposium on Iron Ore, October 14th to 18th, 2012, Rio de Janeiro, RJ, Brazil. Pp. 414–424.
6. Товаровский И.Г. Доменная правка. Монография – Днепропетровск, ПОРОГИ, 2009. – 768 с.
7. Bulter D., Mattheis K. // Stahl and Eisen, 1970. - № 22. - S. 1189 – 1196; Регулирование доменного процесса // Черные металлы. – 1970, - № 22. – С. 3-11.
8. Теория и практика прогнозирования в системах управления / С.В. Емельянов, С.К. Коровин, Л.П. Мышляев, А.С. Рыков, В.Ф. Евтушенко, С.М. Кулаков, Н.Ф. Бондарь – Кемерово; М.: Издат. объединение «Российские университеты»: Кузбассвуиздат – АСТШ, 2008. 487 с.
9. Математическое моделирование металлургических процессов в АСУ ТП / Н.А. Спирин, В.В. Лавров, В.Ю. Рыболовлев, Л.Ю. Гилева, А.В. Краснобаев, В.С. Швыдкий, О.П. Онорин, К.А. Щипанов, А.А. Бурькин; под ред. Н.А. Спирина. – Екатеринбург: УрФУ, 2014. – 558 с.
10. Onorin O.P., Spirin N.A., Istomin A.S., Lavrov V.V., Pavlov A.V. Features of blast furnace transient processes // Metallurgist. Volume 61, Issue 1-2, 1 May 2017, Pages 121-126.

СОДЕРЖАНИЕ

СЕКЦИЯ 1: ФУНДАМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ, ТЕОРИЯ, МОДЕЛИРОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ	4
МЕТАЛЛУРГИЯ КУЗБАССА: НАСТОЯЩЕЕ И БУДУЩЕЕ	
<i>Протопопов Е.В., Темлянец М.В., Галевский Г.В., Козырев Н.А., Коротков С.Г., Фастыковский А.Р.</i>	4
СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО: СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ	
<i>Протопопов Е.В., Калиногорский А.Н., Ганзер Л.А.</i>	9
СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ	
<i>Фастыковский А.Р.</i>	14
ФЕРРОСПЛАВНОЕ ПРОИЗВОДСТВО: СОСТОЯНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ В МИРЕ И РОССИИ	
<i>Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Ёлкин К.С., Голодова М.А.</i>	20
НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СВАРКИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ РЕЛЬСОВ	
<i>Козырев Н.А.¹, Шевченко Р.А., Протопопов Е.В., Кратько С.Н., Хомичева В.Е.</i>	33
85 ЛЕТ В СИСТЕМЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ. К ЮБИЛЕЮ КАФЕДРЫ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ И ЭКОЛОГИИ СИБГИУ	
<i>Коротков С.Г., Темлянец М.В., Стерлигов В.В.</i>	44
МОЛИБДЕНОВЫЕ КОНЦЕНТРАТЫ : СЫРЬЕВАЯ БАЗА И СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ	
<i>Полях О.А., Комрони М.</i>	55
РЕСУРСО – И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ СТАЛЬНЫХ ОТЛИВОК С ТЕРМОВРЕМЕННОЙ ОБРАБОТКОЙ	
<i>Лубяной Д.А., Мамедов Р.О., Князев С.В.</i>	61
ИССЛЕДОВАНИЕ ОСНОВНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ШЛАКОВ РАФИНИРОВАНИЯ КРИСТАЛЛИЧЕСКОГО КРЕМНИЯ	
<i>Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Ходосов И.Е., Ёлкин К.С.</i>	66
ИССЛЕДОВАНИЕ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ОТЕЧЕСТВЕННОГО И МИРОВОГО ПРОИЗВОДСТВА МОЛИБДЕНА, ЕГО СПЛАВОВ И СОЕДИНЕНИЙ	
<i>Горлова А.А., Галевский Г.В., Руднева В.В.</i>	72
КОМПАНИЯ CINF – ПРОФЕССИОНАЛЬНЫЙ ЛИДЕР В ПРОЕКТИРОВАНИИ, СТРОИТЕЛЬСТВЕ И ИНЖИНИРИНГЕ ПРЕДПРИЯТИЙ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ	
<i>Чжан Кэ</i>	78
ФОРМИРОВАНИЕ СТРУКТУРЫ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ С ДИФФЕРЕНЦИРОВАННЫМИ СВОЙСТВАМИ	
<i>Павловец В.М.</i>	81
ПОВЫШЕНИЕ СТОЙКОСТИ ПОДОВОЙ ФУТЕРОВКИ АЛЮМИНИЕВОГО ЭЛЕКТРОЛИЗЕРА: СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И АНАЛИЗ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ	
<i>Горлова А.А., Зербач О.В., Галевский Г.В.</i>	90
ПРИМЕНЕНИЕ ДИБОРИДА ТИТАНА ДЛЯ ЗАЩИТЫ КАТОДОВ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ	
<i>Галевский Г.В., Руднева В.В., Галевский С.Г., Комрони М., Гордиевский О.И.</i>	94
ПРОИЗВОДСТВО ОБОЖЖЕННЫХ АНОДОВ ДЛЯ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ: ДОМИНИРУЮЩИЕ ТЕНДЕНЦИИ, ТЕХНОЛОГИЯ, КАЧЕСТВО	
<i>Лысенко О.Е., Галевский Г.В., Руднева В.В., Галевский С.Г., Комрони М.</i>	101

СВОЙСТВА И ПРИМЕНЕНИЕ ПРИРОДНЫХ ТВЕРДЫХ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ В МЕТАЛЛУРГИИ <i>Аникин А.Е., Галевский Г.В., Руднева В.В., Галевский С.Г., Комрони М.⁴, Макарычева Е.Г., Смит С.В.</i>	110
СВОЙСТВА И ПРИМЕНЕНИЕ ИСКУССТВЕННЫХ ТВЕРДЫХ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ В МЕТАЛЛУРГИИ.....	118
<i>Аникин А.Е., Галевский Г.В., Руднева В.В., Галевский С.Г., Комрони М., Макарычева Е.Г., Смит С.В.</i>	118
ТЕХНОЛОГИЯ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СКРАПА ШЛАКОМЕТАЛЛИЧЕСКОГО В КИСЛОРОДНОМ КОНВЕРТЕРЕ <i>Амелин А.В., Протопопов Е.В., Кузнецов С.Н., Калиногорский А.Н., Ганзер Л.А.</i>	124
ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ МАРГАНЦЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ <i>Прошунин И.Е., Нохрина О.И., Рожихина И.Д.</i>	128
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ВАНАДИЯ ИЗ КОНВЕРТЕРНОГО ВАНАДИЕВОГО ШЛАКА ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКЕ СТАЛИ <i>Голодова М.А., Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Рыбенко И.А.</i>	133
СЕКЦИЯ 2: ФУНДАМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ, ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ: ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО, ОБРАБОТКА ДАВЛЕНИЕМ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА	139
РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ВРЕМЕНИ И КОЭФФИЦИЕНТА ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ОТЛИВОК В ПЕСЧАНО-ГЛИНИСТЫХ ФОРМАХ <i>Деев В.Б., Приходько О.Г., Прусов Е.С., Протопопов Е.В., Темляницев М.В., Куценко А.И., Mei Shunqi, Ри Э.Х., Сметанюк С.В., Пономарева К.В., Гаврилов Г.Н.</i>	139
РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ВРЕМЕНИ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ОТЛИВОК И СЛИТКОВ В МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ ФОРМЕ <i>Деев В.Б., Приходько О.Г., Прусов Е.С., Протопопов Е.В., Темляницев М.В., Куценко А.И., Mei Shunqi, Ри Э.Х., Базлова Т.А., Сметанюк С.В., Соколов А.А.</i>	146
МЕЛКОСЕРИЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО ЛИТЫХ ПОРИСТЫХ И КОМПОЗИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ <i>Князев С.В., Усольцев А.А., Куценко А.И., Куценко А.А., Соколов Б.М.</i>	152
ИССЛЕДОВАНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ МАРКИ Э90ХАФ <i>Симачев А.С., Осколкова Т.Н.</i>	159
МНОГОСТАДИЙНАЯ ПРОТЯЖКА КРУГЛОЙ ЗАГОТОВКИ НА ПЛОСКИХ БОЙКАХ НА ГИДРАВЛИЧЕСКОМ ПРЕССЕ <i>Перетягко В.Н., Вахман С.А., Филиппова М.В., Юрьев А.Б.</i>	164
ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ПЛАСТИЧЕСКИХ И ДЕФОРМАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК РЕЛЬСОВЫХ СТАЛЕЙ, ЛЕГИРОВАННЫХ ХРОМОМ, В ТЕМПЕРАТУРНОМ ИНТЕРВАЛЕ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ <i>Уманский А.А., Головатенко А.В., Симачев А.С., Дорофеев В.В.</i>	170
ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОКАТКИ – РАЗДЕЛЕНИЯ НА ДЕЙСТВУЮЩЕМ ПРОИЗВОДСТВЕ <i>Фастыковский А.Р., Беляев С.В.</i>	175
НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВИНТОВЫХ ПРОФИЛЕЙ ВОЛОЧЕНИЕМ <i>Фастыковский А.Р., Чинокалов Е.В.</i>	180
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ УСЛОВИЙ ЗАХВАТА И КОЛЕБАНИЙ ПОЛОСЫ НА ВОЗНИКНОВЕНИЕ ВИБРАЦИЙ ПРИ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ <i>Кожевников А.В., Смирнов А.С., Платонов Ю.В.</i>	184

ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И ТРУДОВЫХ ПРОЦЕССОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ПРОКАТНОГО КОМПЛЕКСА <i>Кадыков В.Н., Мусатова А.И.</i>	188
ПОСТРОЕНИЕ НОРМАТИВНОЙ МОДЕЛИ РАБОТЫ ОПЕРАТОРОВ-ВОЛОЧИЛЬЩИКОВ В РЕЖИМЕ МНОГОСТАНОВОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ <i>Кадыков В.Н., Мусатова А.И.</i>	196
РАЗРАБОТКА ПРОГРЕССИВНЫХ КАЛИБРОВОК АСИММЕТРИЧНЫХ РЕЛЬСОВЫХ ПРОФИЛЕЙ НА УНИВЕРСАЛЬНОМ РЕЛЬСОБАЛОЧНОМ СТАНЕ АО «ЕВРАЗ ЗСМК» <i>Дорофеев В.В., Добрянский А.В., Фастыковский А.Р.</i>	202
ИССЛЕДОВАНИЕ ОПЫТНЫХ ДЕТАЛЕЙ ДЛЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ НА ИЗНОС И УДАР В ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ УСЛОВИЯХ <i>Исагулов А.З., Квон Св.С., Куликов В.Ю.</i>	208
ДЛИНА ЗОНЫ ПЛАВНОГО ПЕРЕХОДА И ХАРАКТЕРИСТИКИ ЖЁСТКОСТИ С- И Н-ОБРАЗНОГО ПРОФИЛЕЙ, ФОРМУЕМЫХ ПО ПОЛУЗАКРЫТЫМ СХЕМАМ <i>Филимонов А.В., Филимонов С.В., Филимонов В.И.</i>	213
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ОБОЛОЧКОВОЙ ФОРМЫ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК Ковалева Т.В., Еремин Е.Н.	219
ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ЛИТЕЙНЫХ ДЕФЕКТОВ В МЕЛЮЩИХ ШАРАХ <i>Исагулов А.З., Аубакиров Д.Р.</i>	223
ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ЛИТЕЙНОЙ ФОРМЫ <i>Исагулов А.З., Исагулова Д.А.</i>	228
ДЕФОРМАЦИЯ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА И СВОЙСТВА ПОРШНЕВЫХ ЗАЭВТЕКТИЧЕСКИХ СИЛУМИНОВ <i>Афанасьев В.К., Прудников А.Н., Прудников В.А.</i>	234
СЕКЦИЯ 3: ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОЦЕССОВ СВАРКИ, ПОРОШКОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ И ПОЛУЧЕНИЯ КОМПОЗИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ И ПОКРЫТИЙ	241
АНАЛИЗ УСЛОВИЙ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ЭЛЕКТРОДОВ ПЛАЗМОТРОНА ЭДП-104А В АЗОТНОЙ ПЛАЗМЕ <i>Галевский Г.В., Руднева В.В., Оршанская Е.Г., Галевский С.Г., Мишне И.</i>	241
ИССЛЕДОВАНИЕ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ВОЛЬФРАМА ИЗ ОКСИДА ПРИ НАПЛАВКЕ ПОРОШКОВЫМИ ПРОВОЛОКАМИ <i>Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Усольцев А.А., Бащенко Л.П., Михно А.Р.</i>	244
ТЕРМОДИНАМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ВОССТАНОВЛЕНИЯ WO_3 АЛЮМИНИЕМ ПРИ ДУГОВОЙ НАПЛАВКЕ <i>Крюков Р.Е., Бендре Ю.В., Горюшкин В.Ф., Козырев Н.А., Шурупов В.М.</i>	251
ИССЛЕДОВАНИЕ НОВОЙ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ, ИЗГОТОВЛЕННОЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЫЛИ ГАЗООЧИСТКИ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА <i>Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Усольцев А.А., Михно А.Р., Бащенко Л.П.</i>	256
ИССЛЕДОВАНИЕ НОВОЙ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКИ, ИЗГОТОВЛЕННОЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЫЛИ ГАЗООЧИСТКИ ФЕРРОХРОМА <i>Козырев Н.А., Усольцев А.А., Крюков Р.Е., Прудников А.Н., Михно А.Р.</i>	261
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОВШЕВОГО ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ШЛАКА В КАЧЕСТВЕ ФЛЮС – ДОБАВКИ ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ СВАРОЧНЫХ ФЛЮСОВ <i>Михно А.Р., Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Усольцев А.А., Уманский А.А.</i>	267

УПРОЧНЕНИЕ ПОВЕРХНОСТИ ТВЕРДОГО СПЛАВА ВК10КС ДЛЯ РЕШЕНИЯ ТРИБОТЕХНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ В МАШИНОСТРОЕНИИ	
<i>Осколкова Т.Н., Глезер А.М.</i>	272
НАНОКРИСТАЛЛИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ: ИСТОРИЯ, РЕАЛЬНОСТЬ И ПРОГНОЗЫ	
<i>Полях О.А., Полях К.Е., Вильдеманн В.</i>	277
МОДЕЛИРОВАНИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ЭРОЗИИ ЭЛЕКТРОДОВ ПЛАЗМОТРОНА ЭДП-104А В АЗОТНОЙ ПЛАЗМЕ	
<i>Галевский Г.В., Руднева В.В., Оршанская Е.Г., Галевский С.Г., Мишне И.</i>	281
МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЛАЗМООБРАБОТКИ КАРБИДА КРЕМНИЯ	
<i>Галевский Г.В., Руднева В.В., Галевский С.Г., Черновский Г.Н., Крушенко Г.Г., Стафецкис Л., Черепанов А.Н.</i>	285
ИССЛЕДОВАНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ ОБРАЗУЮЩИХСЯ ПРИ КОНТАКТНОЙ СТЫКОВОЙ СВАРКЕ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ	
<i>Шевченко Р.А., Козырев Н.А., Усольцев А.А., Крюков Р.Е., Михно А.Р.</i>	294
РАЗРАБОТКА И ПРИМЕНЕНИЕ КОМПЛЕКСНОЙ МОДЕЛИ ПЛАЗМОСИНТЕЗА ДИБОРИДА ТИТАНА	
<i>Галевский Г.В., Руднева В.В., Оршанская Е.Г., Ефимова К.А.</i>	298
ИЗНОСОСТОЙКОСТЬ НОВЫХ ПОРОШКОВЫХ ПРОВОЛОК СИСТЕМЫ Fe–C–Si–Mn–Cr–Ni–Mo	
<i>Козырев Н.А., Усольцев А.А., Гусев А.И., Осетковский И.В., Михно А.Р.</i>	306
СВАРОЧНЫЙ ФЛЮС НА ОСНОВЕ БАРИЙ – СТРОНЦИЕВОГО МОДИФИКАТОРА И ШЛАКА СИЛИКОМАНГАНА	
<i>Козырев Н.А., Михно А.Р., Усольцев А.А., Крюков Р.Е., Попова М.В.</i>	322
ТРИБОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ИЗНОСОСТОЙКОСТЬ МЕТАЛЛА, НАПЛАВЛЕННОГО ХРОМИСТОЙ ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКОЙ	
<i>Еремин Е.Н., Лосев А.С., Бородихин С.А., Пономарев И.А.</i>	328
КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ НА ОСНОВЕ СПЛАВА СИСТЕМЫ Sn-Sb, ПОЛУЧЕННЫЕ МЕТОДОМ ГОРЯЧЕГО ПРЕССОВАНИЯ	
<i>Калашиников И.Е., Болотова Л.К., Быков П.А., Катин И.В., Кобелева Л.И.</i>	334
ИССЛЕДОВАНИЕ УДЕЛЬНОГО ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ РЕЛЬСОВЫХ СТАЛЕЙ	
<i>Шевченко Р.А., Кузнецов В.А., Козырев Н.А., Усольцев А.А., Михно А.Р.</i>	338
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ	
<i>Кузнецов В.А., Шевченко Р.А., Усольцев А.А., Козырев Н.А., Михно А.Р.</i>	342
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПЛАЗМОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА КАРБИДА ЦИРКОНИЯ	
<i>Алексеева Т.И., Галевский Г.В., Руднева В.В., Галевский С.Г.</i>	347
ОСОБЕННОСТИ КАРБОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДА ВОЛЬФРАМА(VI) В ПЛАЗМЕННОМ ПОТОКЕ АЗОТА	
<i>Баротов Ф.Б., Ноздрин И.В.</i>	351
СЕКЦИЯ 4: ТЕПЛО- И МАССОПЕРЕНОС В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ И АГРЕГАТАХ. РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ, ЭКОЛОГИЯ И УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ	355
БИОМОНИТОРИНГ РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ ТЕРРИТОРИЙ ШЛАМОХРАНИЛИЩА АО «ЕВРАЗ ЗСМК»	
<i>Водолеев А.С., Синяевский Д.В., Кривцова Ю.В.</i>	355
ИССЛЕДОВАНИЕ ФАЗОВОГО, ХИМИЧЕСКОГО И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВОВ ПРОКАТНОЙ ОКАЛИНЫ И ОБЕЗВОЖЕННОГО ШЛАМА ГАЗООЧИСТКИ	
<i>Аникин А.Е., Галевский Г.В., Руднева В.В., Ноздрин Е.В.</i>	358

ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ДРЕВЕСНЫХ ОТХОДОВ <i>Соловьев А.К., Шевченко А.А.</i>	364
ВЫБОР МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ТОПЛИВА НА ОСНОВЕ ЭНЕРГОЭКОЛОГИЧЕСКОЙ СТОИМОСТНОЙ ОЦЕНКИ <i>Стерлигов В.В.</i>	369
ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ВЫБРОСОВ ДИОКСИДА УГЛЕРОДА НА ОСНОВЕ УГЛЕРОДНОГО ПОТЕНЦИАЛА ТОПЛИВА <i>Стерлигов В. В.</i>	373
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ШЛАКИ – КАТАЛИЗАТОРЫ ОЧИСТКИ ГАЗООБРАЗНЫХ ВЫБРОСОВ <i>Титова О.О., Павлович Л.Б., Медведская Е.В.</i>	377
ОЦЕНКА РИСКОВ НА КОКСОХИМИЧЕСКОМ ПРОИЗВОДСТВЕ С ВНЕДРЕНИЕМ ТЕХНОЛОГИИ КАТАЛИТИЧЕСКОЙ ОЧИСТКИ <i>Титова О.О., Павлович Л.Б., Медведская Е.В.</i>	379
ТЕХНОГЕННЫЕ КАТАСТРОФЫ И ИХ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ <i>Апасов А.М.</i>	384
ЗАКОНОМЕРНОСТИ ТЕПЛООБМЕНА В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ <i>Спирин Н.А., Онорин О.П., Истомин А.С., Гурин И.А.</i>	393

Научное издание

**МЕТАЛЛУРГИЯ:
ТЕХНОЛОГИИ, ИННОВАЦИИ, КАЧЕСТВО**
«Металлургия – 2019»

Труды XXI Международной научно-практической конференции

Часть 1

Под общей редакцией профессора Е.В. Протопопова

Технический редактор	В.Е. Хомичева
Компьютерная верстка	Н.В. Ознобихина

Подписано в печать 04.10.2019 г.

Формат бумаги 60×84 1/16. Бумага офисная. Печать цифровая.

Усл. печ. л. 23,4 Уч.-изд. л. 25,8 Тираж 300 экз. Заказ № 235

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42
Издательский центр СибГИУ