

Министерство образования и науки Российской Федерации

Департамент образования и науки Кемеровской области

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ»

ЗАО «Кузбасская ярмарка»

*Памяти ученых и педагогов
Н.В. Толстого и
Е.Я. Зарвина*

МЕТАЛЛУРГИЯ: ТЕХНОЛОГИИ, УПРАВЛЕНИЕ, ИННОВАЦИИ, КАЧЕСТВО

*Труды Всероссийской научно-практической конференции
9 – 11 ноября*

Новокузнецк
2011

УДК 669(06)+658.012.056(06)

Металлургия: технологии, управление, инновации, качество: сб. трудов Всероссийской научно-практической конференции / под ред. Е.В. Протопопова; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2011. – 268 с., ил. ISBN 5-7806-0245-5.

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

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

Под общей редакцией профессора Е.В. Протопопова

Редакционная коллегия:

д.т.н., профессор О.И. Нохрина,
д.т.н., профессор С.М. Кулаков,
к.т.н., профессор С.Г. Рудаков,
к.т.н., доцент А.А. Уманский

ISBN 5-7806-0245-5

© Федеральное государственное
бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Сибирский государственный
индустриальный университет»,
2011

ИНЖЕНЕР-МЕТАЛЛУРГ, ПЕДАГОГ, УЧЕНЫЙ (памяти Николая Васильевича Толстогузова)

НОХРИНА О.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*



Почти 50 лет развития Сибирского металлургического института (ныне Сибирский государственный индустриальный университет) связано с именем Николая Васильевича Толстогузова, доктора технических наук, профессора, члена-корреспондента АЕН РФ, крупного ученого в области теории и технологии производства кремнистых и марганцевых сплавов не только в России, но и за ее пределами.

Николай Васильевич Толстогузов родился 19 декабря 1921 года в г. Бийске Алтайского края в семье рабочего-железнодорожника. В 1939 г. он поступил в Сибирский металлургический институт, и сразу же был призван в армию. Служил в Монголии, воевал на Халхин-Голе, под Москвой, на Курской дуге, освобождал Украину, Польшу, воевал в Германии и закончил войну в Чехословакии. Н.В. Толстогузов был награжден тремя боевыми орденами: «Отечественной войны», «Красной Звезды», «Славы III степени».

На студенческую скамью Николай Васильевич вернулся в 1945 г. Жажда знаний и упорство помогли преодолеть трудности нового начала учебы. В 1950 г. Николай Васильевич с отличием заканчивает Сибирский металлургический институт по специальности «Металлургия черных металлов», специализация «Электрометаллургия стали и ферросплавов» и поступает в аспирантуру, а в 1954 г. защищает кандидатскую диссертацию на основе исследований по отпускной хрупкости легированных конструкционных сталей в Ученом Совете при МИСиС. В 1955 г. ему присваивают ученое звание доцента и избирают проректором по учебной работе, в 1960 г. – заведующим кафедрой электрометаллургии стали и ферросплавов, а в 1962 г. – проректором по научной работе.

Главное поприще, на котором Николай Васильевич оставил самую большую память о себе – это то, что на протяжении почти четверти века, с 1964 по 1988 гг., он являлся ректором Сибирского металлургического института. Благодаря его воле и целеустремленности институт превратился в один из ведущих вузов страны. В 1965 г. для СМИ построено новое здание глав-

ного корпуса площадью 26 тыс. кв. м. Это один из самых крупных учебных корпусов в Сибири. В последующие годы построены два учебных корпуса, в которых расположились выпускающие кафедры металлургического, технологического и горного факультетов, лабораторные корпуса для тяжелого и специального оборудования профилирующих кафедр, спортивный комплекс с четырьмя спортивными залами и бассейном, столовая, студенческие общежития, дома для преподавателей, начато строительство дома культуры. Таким образом, в центре Новокузнецка вырос крупный научный комплекс, который по праву может считаться детищем Николая Васильевича.

Николай Васильевич Толстогузов сочетал в себе талант прекрасного организатора, ученого, обладал необыкновенной работоспособностью. На протяжении почти 30 лет он возглавлял кафедру электрометаллургии стали и ферросплавов. Несмотря на то, что почти половину этого периода Н.В. Толстогузов выполнял обязанности заведующего кафедрой по совместительству (сначала был проректором, потом ректором), он находил время для преподавательской, исследовательской и вел большую организаторскую работу на кафедре.

Николай Васильевич основал научную школу в области теории и технологии производства кремнистых и марганцевых сплавов, оказавшую большое влияние на ускорение научно-технического прогресса в металлургии электростали и ферросплавов. Николай Васильевич сам был научным руководителем многих аспирантов и соискателей, более 20 из которых защитили кандидатские диссертации, научным консультантом ученых, защитивших докторские диссертации. Он воспитал целую плеяду инженеров-металлургов, ученых, которые возглавляют научные и учебные институты, являются руководителями ведущих предприятий отрасли.

В течение многих лет Н.В. Толстогузов воспитывал в студентах любовь к инженерному делу, пытливость мысли, творческий подход к решению задач, выдвигаемых жизнью. Он говорил, что студент в его представлении – это человек, который не удовлетворяется тройкой, любознательный, не устающий спрашивать зачем и почему, который работает по 12 часов в сутки: на лекциях, в лаборатории, в читальном зале, только так можно стать инженером, отвечающим современным требованиям. Он был строг, но доброжелателен к студентам, коллегам и подчиненным, притягивал к себе молодежь. Ей нужен был мудрый учитель, и она находила его в лице профессора Николая Васильевича.

Работая на кафедре, Николай Васильевич в полной мере мог реализовать свой творческий потенциал незаурядного ученого. Сферой его научных интересов были исследования в области производства кремнистых и марганцевых ферросплавов.

Н.В. Толстогузов, работая в вузе, на протяжении всей своей деятельности был тесно связан с промышленностью. Он был членом техсовета Кузнецкого металлургического комбината, Западно-Сибирского металлургического комбината, Кузнецкого завода ферросплавов, членом различных ко-

миссий и рабочих групп при министерстве черной металлургии. Профессор Толстогузов Н.В. провел очень большую работу в качестве члена рабочей группы МЧМ по марганцу.

Н.В. Толстогузов был членом технического совета Минвуза СССР, членом совета по перспективам развития производства ферросплавов МЧМ СССР, а с 1985 г. являлся членом совета по новым процессам в металлургии СССР и России.

Н.В. Толстогузов вел огромную издательскую работу: был членом редакционного совета издательства «Металл», членом редакционного совета министерского сборника «Производство ферросплавов». Кроме того, Николай Васильевич являлся ответственным редактором межвузовского сборника научных статей «Производство ферросплавов», издаваемого с 1972 года; с 1958 г. был членом редколлегии научного журнала «Известия высших учебных заведений. Черная металлургия», а с 1989 г. возглавлял Сибирскую редакцию журнала.

За успехи в трудовой деятельности Николай Васильевич награждался знаками отличия Минвуза СССР, Минчермета СССР, Минвуза РСФСР, орденом Трудового Красного Знамени, а в 1995 г. он был награжден орденом Знак Почета, получить который Николай Васильевич уже не успел, но в памяти своих коллег, друзей и многочисленных учеников он был и останется кристально честным, глубоко порядочным, скромным человеком, ярким, талантливым, самобытным инженером, педагогом, ученым, вся жизнь которого служит примером трудового подвига.

К 100-ЛЕТИЮ ЕВГЕНИЯ ЯКОВЛЕВИЧА ЗАРВИНА

ГАНЗЕР Л.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*



18 августа 2011 года исполнилось 100 лет со дня рождения профессора Евгения Яковлевича Зарвина. Практически вся его профессиональная деятельность была связана с кафедрой металлургии стали (с 2010 г. МЧМСиС) Сибирского Государственного Индустриального Университета. В 1939 году молодой ученый из Днепропетровска (Украина) после защиты кандидатской диссертации и утверждения в ученом звании доцента направляется на работу в Сибирский металлургический институт, ныне государственный индустриальный университет на должность заведующего кафедрой металлургии стали. По распределению надо было отработать три года, а он отдал почти 60... Кафедре, университету, сибирской металлургии,

городу Новокузнецку.

Еще в годы Великой Отечественной войны вместе с профессором Ю.В. Грдиной, другими учеными и специалистами-производственниками Кузнецкого металлургического комбината (в настоящее время ОАО «Евраз ЗСМК») Евгений Яковлевич много сил отдал разработке технологии выплавки и разливки бронзового металла. В эти военные годы началась работа, ставшая делом всей жизни профессора Зарвина – передел маломарганцовистого чугуна в различных сталеплавильных агрегатах. Исследования того времени показали, что снижение содержания марганца в чугуне позволяет значительно увеличить производительность доменных печей, уменьшить себестоимость чугуна и при мартеновском переделе последнего получить сталь высокого качества. На внедрении этой технологии отечественная металлургия получила экономический эффект в сотни миллионов рублей, сейчас выплавка и передел маломарганцовистых чугунов распространены на всех заводах России и на большинстве металлургических предприятий мира.

Широко известно специалистам и другое направление исследований, выполненных Е.Я. Зарвиным, – совершенствование технологии выплавки и раскисления рельсового металла.

Деятельность Е.Я. Зарвина теснейшим образом была связана и с развитием конвертерного производства Западно-Сибирского металлургического комбината. Освоение новых технологий производства стали, их совершенствование, разработка конструкций новых дутьевых устройств в конвертерных цехах комбината – основное направление работы ученого и коллектива кафедры, долгие годы возглавляемой Евгением Яковлевичем.

Профессор Зарвин руководил кафедрой металлургии стали в течение 45 лет. Под его руководством кафедрой подготовлено более 1000 инженеров-сталеплавильщиков. Многочисленные ученики Е.Я. Зарвина сохраняют о нем самые добрые воспоминания. Среди них многие ведущие специалисты-производственники ОАО «Евраз ЗСМК» и других предприятий, доктора и кандидаты наук, работающие в институтах и на металлургических предприятиях.

Им было много сделано для развития кафедры, повышения квалификации ее сотрудников. Достаточно сказать, что все преподаватели и инженеры, в разное время работающие на кафедре, – бывшие его ученики, а доценты Вережкин Г.И., Волович М.И., Герасименко И.П., Дерин Ю.И., Дорошенко В.А., Николаев А.Л. защитили диссертации под руководством Евгения Яковлевича.

Профессор Зарвин большое внимание уделял модернизации лабораторной базы кафедры. Еще в 1940 г. под его непосредственным руководством была спроектирована и пущена в эксплуатацию мартеновская печь емкостью 5 т, которая в дальнейшем была передана Кузнецкому металлургическому комбинату для выполнения оборонных заказов. Далее был создан целый ряд оригинальных установок для исследования сталеплавильных процессов. И, прежде всего, первый лабораторный 60-килограммовый конвер-

тер, на котором еще за два года до пуска конвертерного цеха на Западно-Сибирском металлургическом комбинате проводили опыты по разработке технологии конвертерной плавки.



На этих агрегатах «выросло» не одно поколение инженеров-металлургов, а начинали они все с лекций профессора Зарвина. Учебную дисциплину «Теоретические основы производства стали» – курс большой и сложный – слушали всегда с большим интересом. Отличаясь высоким научным уровнем, его лекции были доступны для студентов, актуальны для аспирантов, показательны для других преподавателей, настолько эмоционально, ярко и зрелищно он читал.

Евгений Яковлевич всегда вкладывал всю душу в те дела, за которые брался. Так, с момента основания в 1958 г. рецензируемого научного журнала «Известия вузов. Черная металлургия» профессор Зарвин был постоянным редактором раздела «Металлургия стали» и членом редакционной коллегии. Работал буквально до последнего дня: редактировал статьи, вел переписку с авторами.

Большие знания и опыт Евгения Яковлевича были по достоинству оценены коллегами, руководством университета и страны – он неоднократно награждался почетными грамотами, дипломами, медалями и орденами. А главная награда – это специалисты-металлурги, которые из года в год выходят из стен университета, работают в сталеплавильном производстве отрасли: совершенствуют производство, разрабатывают новые технологии металлургии XXI века.

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

УДК 669.18

ОСОБЕННОСТИ И ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ МИРОВОГО ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ

Протопопов Е.В., Жибинова И.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
Новокузнецкий филиал-институт КемГУ
г. Новокузнецк*

В соответствии с современными представлениями в настоящем и обозримом будущем производство стали остается основным способом получения наиболее доступного конструкционного материала, который за счет своих физико-технических и эксплуатационных свойств обеспечивает самую широкую область применения в различных сопредельных отраслях.

Первое десятилетие нового века характеризуется значительными темпами роста производства стали в мире (таблицы 1 и 2), причем в основном это явление связано с интенсивным развитием черной металлургии Китая.

Таблица 1 – Мировое производство стали^{*}

Страны	Производство стали, млн. т									
	2000	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
Китай	127,2	181,7	220,1	280,9	355,8	422,7	489,5	500,3	573,6	626,7
Япония	106,0	108,0	111,0	112,7	112,5	116,2	120,2	118,7	87,5	109,6
США	102,0	92,2	91,4	99,7	93,9	98,5	98,1	91,4	58,2	80,5
Россия	59,1	59,9	62,7	65,6	66,1	70,8	72,4	65,5	60,01	67,0
Южная Корея	41,1	45,4	46,3	47,5	47,8	48,4	51,5	53,6	48,57	58,36
Германия	46,4	45,0	44,8	46,4	44,5	47,2	48,6	45,8	32,67	43,83
Индия	26,9	28,8	31,3	32,6	40,9	44,0	53,1	55,1	62,8	68,32
Украина	31,8	34,1	36,7	38,7	38,6	40,9	42,8	37,3	29,85	32,88
Италия	26,8	26,1	26,7	28,5	29,4	31,6	31,6	30,6	19,84	25,75
Бразилия	27,9	29,6	31,1	32,9	31,6	30,9	33,8	33,7	26,5	32,93
ИТОГО	597,0	650,8	702,1	785,5	854,7	947,3	1041,3	1035,0	999,54	1145,84
Мировое производство	847,7	885,8	945,1	1046,3	1138,5	1250,0	1344,3	1326,5	1229,7	1413,6
Доля 10-ти стран, %	70,7	73,5	74,3	75,1	76,5	76,4	77,46	78,02	81,28	81,1

^{*} Использованы материалы Федеральной службы государственной статистики РФ, ОАО «Черметинформация», Минэкономразвития РФ, Комитета по стали организации экономического содействия и развития.

Таблица 2 – Темп роста производства стали 2009/2010

Регион, страна	2009 г.	2010 г.	Темп роста, %
Мировое производство, млн. т	1229,4	1413,6	115,0
В том числе Европа (включая СНГ)	314,9	265,5	118,6
Из нее:			
ЕС (27 стран)	138,8	172,9	124,6
СНГ	97,6	108,5	112,0
в том числе Россия	60,01	67,0	112,0
Северная Америка	67,5	93,6	138,7
Латинская Америка, Африка, Ближний Восток	85,6	99,1	115,8
Азия	804,9	897,9	111,6
В том числе Китай	573,6	626,7	109,3
Океания	6,0	8,1	135,5

В 2010 г. мировое производство стали выросло на 15 % по сравнению с 2009 г. и составило 1413,6 млн. т. Примечательным для мировой металлургии является тот факт, что в настоящее время сталь выплавляется более чем в ста странах мира. Несмотря на прошедший мировой кризис, ускоренные темпы развития общества, развитие промышленного потенциала передовых стран приводит к росту потребления и производства стали в мировой металлургии. Производство стали на данном этапе растет ускоренными темпами. За прошедшие десять лет объем производства стали вырос на 66,25 %, при этом седьмой год подряд (с 2004 г.) мировой уровень производства стали превышает один млрд. тонн.

По мнению аналитиков 2010 г. можно назвать годом послекризисного восстановления мировой и российской металлургии. Однако достичь докризисного уровня производства и потребления пока не удалось. Докризисный уровень производства в черной металлургии России по прогнозам будет достигнут в 2012 г. В 2010 г. индекс металлургического производства составил 111,9 % по сравнению с 2009 г. и был выше, чем индекс промышленного производства (108,2 %), однако ниже, чем индекс производства машин и оборудования (112,2 %) и транспортных средств и оборудования (132,2 %). Отечественные предприятия черной металлургии в 2010 г. увеличили производство продукции по всем основным позициям по сравнению с 2009 г. Динамика производства основных видов продукции черной металлургии в рассматриваемом периоде приведена в таблице 3.

* По данным Федеральной службы государственной статистики: индекс промышленного производства охватывает следующие виды деятельности: «добыча полезных ископаемых», «обрабатывающие производства», «производство и распределение электроэнергии, газа и воды». Он рассчитывается на основе динамики производства 730 важнейших товаров-представителей (в натуральном или стоимостном выражении). В качестве весов используется структура валовой добавленной стоимости по видам экономической деятельности за базисный (2002) год с учетом поправки на неформальную деятельность.

Таблица 3 – Динамика производства продукции черной металлургии России за 2009-2010 гг.

Продукция, млн. т	2009 г.	2010 г.	Темп роста, %
Руда железная товарная необогащенная	52,32	61,67	117,9
Железорудные окатыши (окисленные)	33,46	37,38	111,7
Чугун	44,05	48,16	109,3
Сталь	59,18	66,29	112,0
Готовый прокат черных металлов	52,45	57,76	110,1
В том числе:			
сортовой	16,05	17,60	109,6
листовой	23,37	26,90	115,1
заготовка для переката на экспорт	13,02	13,26	101,8
Стальные трубы	6,74	9,15	135,8
Кокс	24,56	27,00	109,9

Отмечается, что в 2010 г. предприятия – основные производители стали серьезное внимание уделяли вопросам нового строительства, реконструкции и техническому перевооружению основных фондов, модернизации оборудования, внедрению современных технологий производства металлургической продукции. За последние несколько лет металлургическая отрасль существенно модернизировала основные фонды. В 2009 г., по данным Росстата, степень износа основных фондов в металлургическом производстве и производстве готовых металлических изделий составила 38,2 %. По прогнозам основной задачей развития предприятий черной металлургии России в 2011 – 2012 гг. будет удовлетворение растущего спроса на металлопродукцию необходимого сортамента, качества и в объемах, востребованных внутренним и внешним рынком. Дальнейшее развитие предприятий будет осуществляться на основе ускоренного инновационного развития, повышения экономической эффективности, экологической безопасности, ресурсо- и энергосбережения, конкурентоспособности продукции.

В 2010 г. произошли позитивные изменения в структуре производства продукции черной металлургии.

Доля кислородно-конвертерной стали и электростали в общем объеме выплавки стали возросла с 91,3 % в 2009 г. до 93,0 % в 2010 г., а мартеновской стали сократилась с 8,7 до 7,0 %. Изменение структуры выплавляемой стали характеризуется следующими данными (таблица 4).

Доля сортового проката в общем объеме готового проката черных металлов в 2010 г. составила 53,4 % против 55,4 % в 2009 г., а листового проката – 46,6 и 44,6 % соответственно.

Коэффициент использования производственных мощностей в 2010 г. по сравнению с 2009 г. вырос по трубам стальным на 21 %; готовому прокату – на 10 %; стали и железной руде – на 9 %; чугуну и коксу – на 8 % (таблица 5).

Таблица 4 – Изменение структуры выплавляемой стали в России

Сталь	2009 г.		2010 г.	
	производство, тыс. т	доля в общем объеме производ- ства стали, %	производство, тыс. т	доля в общем объеме произ- водства стали, %
Кислородно-конвертерная	38078,73	64,4	42451,62	64,0
Электросталь	15927,49	26,9	19229,00	29,0
Мартеновская	5172,14	8,7	4611,62	7,0

Таблица 5 – Коэффициент использования производственных мощностей, %*

Продукция	2000 г.	2009 г.	2010 г.
Железная руда	92	80	89
Кокс	84	67	75
Чугун	86	85	93
Сталь	77	73	82
Готовый прокат черных металлов	72	74	84
Стальные трубы	47	54	75

В таблице 6 приведены данные по производству чугуна, стали и проката на основных комбинатах России.

Таблица 6 – Производство основных видов металлопродукции в России за 2010 г.

Предприятие	Чугун		Сталь		Прокат	
	тыс. т	2010 г. к 2009 г., %	тыс. т	2010 г. к 2009 г., %	тыс. т	2010 г. к 2009 г., %
Западно-Сибирский МК (ЗСМК)	6169,0	119,3	6827,0	113,3	5831,9	108,2
Магнитогорский МК (ММК)	9233,1	113,1	11377,1	118,3	10346,6	116,0
Нижнетагильский МК (НТМК)	4297,7	101,3	3836,0	98,9	3598,6	113,3
Новокузнецкий МК (НКМК)			1310,4	93,8	1430,1	92,7
Новолипецкий МК (НЛМК)	9265,3	109,3	9319,0	108,6	8657,3	107,7
Оскольский ЭМК (ОЭМК)			3273,3	100,7	2780,3	94,4
«Уральская сталь»	2623,0	94,2	2823,0	86,9	2335,0	87,4
Челябинский МК (ЧелМК)	4148,9	109,0	5163,5	109,8	2974,2	91,2
Череповецкий МК (ЧерМК)	8689,3	120,3	11033,0	116,4	10242,2	119,2
Итого по перечисленным предприятиям	44426,3	111,4	54962,5	109,5	48196,2	108,2

* По данным ОАО «Черметинформация».

Необходимо отметить, что доля основных производителей металлопродукции в общепромышленном объеме производства составила, %:

	чугун	сталь	прокат
2009 г.	91,4	85,2	87,7
2010 г.	92,6	83,8	85,3

Изменение удельных затрат сырья, материалов и технологического топлива на производство стали приведено в таблице 7.

Таблица 7 – Удельный расход основных материалов на производство стали

Материалы и технологическое топливо	2009 г.	2010 г.	Изменение
Металлошихта, кг/т:	1143,5	1142,5	-1,0
Чугун	733,7	731,7	-2,0
Шихтовая заготовка	0,6	0,9	+0,3
Стальной лом	339,9	345,6	+5,7
Чугунный лом	3,2	2,4	-0,8
Металлизированные окатыши	49,6	44,0	-5,6
Железо из руды	2,6	2,3	-0,3
Раскислители и легирующие	13,9	15,7	+1,8
Кислород, м ³	58,4	57,8	-0,6
Природный газ, м ³	9,7	9,7	–

Улучшение состояния мировой экономики в целом и рост потребления металлопродукции вызвали существенное увеличение производства стали. В 2000 г. объем мирового производства стали составлял 848 млн. т, в 2006 г. он достиг 1250, а в 2010 г. 1413,6 млн. т стали (см. таблицу 1). По сравнению с 2000 г. рост выплавки стали в 2010 г. составил 65,75 %, а по сравнению с предыдущим 2009 г. 1,5 %. Это самый высокий уровень мирового производства стали за всю историю, причем каждый год рост выплавки стали превышает 7 – 10 % за исключением кризисных 2008 – 2009 гг.

Китай является самым крупным производителем стали, занимая первое место в мире с 1996 г. и обеспечивая сегодня почти 44,3 % мирового производства стали. Однако темп роста выплавки стали в Китае в 2010 г. снизился. Рост производства стали отмечен во всех регионах мира, причем наибольший – в Азии (11,7 %), на Ближнем Востоке (6,7 %) и в Южной Америке (6,5 %), а наименьший – в Африке (0,1 %) и Северной Америке (0,4 %). Если 10 лет назад доля азиатского региона составляла более 38 % мировой выплавки стали, то теперь она превысила 63,5 %. Следует отметить, что без учета КНР рост выплавки стали в Азии составил около 5,0 %. Доля стран BRIC (Бразилия, Россия, Индия и Китай) составила 48,2 %, демонстрируя быстрый рост с 2000 г. (28 % в 2000 г.). В ЕС (27 стран) выплавлено 172,9 млн. т (+ 1,7 %), а в странах СНГ 108,5 млн. т (+ 3,4 %). Наибольший абсолютный прирост выплавки стали, кроме КНР (53,1 млн. т), отмечен в Японии (4 млн. т), Индии (3,6 млн. т), Бразилии и Республике Корея (по 2,9 млн. т),

Турции (2,5 млн. т), а наибольший спад – в США (1,4 млн. т), Бельгии (0,9 млн. т) и Финляндии (0,7 млн. т). В первую пятерку мировых производителей (таблица 1) кроме КНР, входят Япония, США, Россия и Индия – на их долю приходится более 62 % мировой выплавки стали; первая десятка выплавляет около 78 % стали.

В период кризиса, в том числе в 2008 г. спад мирового производства стали составил 1,5 %, в 2009 г. – 8,4 %. Таким образом, в 2009 г. по сравнению с 2007 г. объем производства уменьшился на ~ 130 млн. т. За период 2008 – 2009 гг. рост производства стали отмечен только в четырех странах – Китае, Индии, Иране и Белоруссии, в остальных странах и регионах мира имел место значительный спад (таблицы 1, 2).

Достижение докризисного уровня потребления стали на мировом рынке стали осуществляется весьма медленно и, по оценкам экспертов организации экономического содействия и развития (ОЭСР), для этого потребуются несколько лет. Вместе с тем мировые мощности по стали продолжают расти, увеличивая разрыв между спросом и предложением. Имеется значительная разница в степени использования производственных мощностей по регионам. Большинство азиатских производителей используют мощности по стали на 80 – 85 %, производители стран НАФТА (Северная Америка) – на 60 – 65 %, страны ЕС – на 65 – 70 %, страны Латинской Америки – на 75 %. По прогнозу ОЭСР, мировые мощности по стали возрастут с 1,8 млрд. т в 2008 г. до 2,0 млрд. т в 2012 г. По оценке экспертов ОЭСР, мировой спрос на сталь восстановится в 2012 г. В период 2011 – 2012 гг. он будет ежегодно возрастать на 6 – 7 % и к концу 2012 г. ожидается на уровне 1,5 млрд. т в год (против 1,2 млрд. т в 2009 г.). В результате мировые мощности по стали к 2012 г. (2,0 млрд. т/год) превысят мировой спрос на сталь (1,5 млрд. т/год) на 33 %. Такой разрыв создаст угрозу падения цен на сталь, приведет к закрытию неэффективных мощностей и росту безработицы в стальной индустрии, к обострению конкуренции на мировом рынке стали.

Отмечается тенденция быстрого роста и восстановления производства в развивающихся странах. Это объясняется более легким доступом к сырью, получением его по более низким ценам, что в совокупности с дешевой рабочей силой создает развивающимся странам существенные конкурентные преимущества по сравнению с развитыми странами. Вместе с тем развитые страны имеют конкурентные преимущества перед развивающимися странами в монопольных поставках оборудования для производства стали по лучшим технологиям. По оценке Всемирной ассоциации стали, около 75 % мирового спроса на сталь связано с инвестированием таких отраслей, как строительство и машиностроение. Так как объем инвестиции в эти отрасли сократился, то понизился спрос на сталь, что и привело к спаду мирового производства стали.

Увеличение производства стали в перспективе будет определяться ростом спроса промышленных секторов, а также наличием дешевых источников сырья, уровнем энергетических затрат и стоимостью рабочей силы.

Конкурентоспособность стали будет зависеть от уровня инвестиций в реструктуризацию неэффективных мощностей, в том числе и объемов инвестирования в сохранение климата, т.е. в сокращение выбросов парниковых газов. Приоритетное значение имеют инвестиции, направляемые на ресурсо- и энергосбережение, а также на инновации и новые прорывные технологии. Наиболее быстро развивающимися производителями стали на мировом рынке являются страны БРИК (Бразилия, Россия, Индия, Китай). В совокупности эти страны производят 795 млн. т стали в год, или 56 % мирового объема стали.

Индия является одним из крупнейших в мире производителей стали, где темпы роста ее производства самые высокие в мире. Начиная с 2000 г. производство стали в Индии ежегодно увеличивалось на 7,0 % и практически удвоилось к 2010 г., достигнув уровня 68,3 млн. т.

В 2010 г. Индия заняла четвертое место в мире по производству стали, уступив Китаю, Японии и России, а к 2012 г. может стать второй. Индия является четвертым в мире поставщиком железной руды, планирует к 2020 г. увеличить ее добычу на 243,0 млн. т, подписав в 2009 г. протокол о намерениях с национальными и иностранными компаниями на привлечение инвестиций в сумме ~ 100 млрд. долл. Огромные запасы железной руды и дешевая рабочая сила обеспечивают Индии самую низкую стоимость стали в мире. Индия обладает богатыми запасами угля (3-е место в мире), но уголь там большей частью является энергетическим (высокая зольность). Тем не менее он обеспечивает возможность дальнейшего развития национальной индустрии на собственной сырьевой базе. Индия по численности населения занимает второе место в мире (около 1,2 млрд. человек), поэтому потребление стали на душу населения находится на чрезвычайно низком уровне – 43 кг/чел. в год (в Китае – 307 кг/чел., в Северной Америке – 318 кг/чел., в странах ЕС – 392 кг/чел.). В Индии относительно невелика доля тяжелой промышленности и строительства и низкие инвестиции в развитие инфраструктуры. Все это создает дополнительно стимулы спроса на сталь, в частности для строительства автомобильных и железных дорог, авиационных и морских портов, жилья и на другие национальные нужды. Быстрое расширение производства стали дает Индии возможность стать крупнейшим экспортером стали на рынках Восточной Азии, Среднего Востока, Европейского союза и других стран.

Бразилия является основным производителем стали на рынке Южной Америки, обеспечивая 70 % объема производства в регионе, 76 % экспорта и 56 % потребления. Бразилия занимает 9-е место в мире с объемом мощностей по производству стали около 40 млн. т. В 2010 г. объем производства составил 33,5 млн. т. В 2009 г. в связи с финансовым кризисом и падением в Южной Америке спроса стали на 30 % объем производства в Бразилии сократился до 26,5 млн. т. Несмотря на это Бразилия продолжает реализацию проектов модернизации и ввода новых мощностей с доведением в 2010 г. общей производственной мощности по стали до 50,0 млн. т.

В России, как и в Бразилии, росту производства стали способствуют избыток сырья, низкая стоимость производства, растущий национальный рынок металлопотребления. Россия является пятым крупнейшим производителем стали на мировом рынке с объемом производства 67,0 млн. т. Мощности по производству стали составляют около 70,0 млн. т. в том числе 10,0 млн. т мартеновской стали. Россия экспортирует около 30,0 млн. т стали, половину экспорта составляют слябы и заготовки (стальные полуфабрикаты). Экспортные поставки сортового и листового проката составляют менее 5 % мировой торговли сталью. Начиная с 2000 г. темпы роста поставок стали на внутренний рынок России составляли ежегодно около 8 %. За период 2000 – 2007 гг. внутреннее потребление стали возросло с 25 до 40 млн. т. За тот же период произошло значительное увеличение инвестиций в электросталеплавильное производство и непрерывную разливку. Мощности по производству электростали увеличились более чем в два раза и в 2010 г. составили 15,2 млн. т. Мощности мартеновского производства стали сократились почти в два раза, а разливка стали в изложницы – на 30 %. Тем не менее доля этих отсталых в техническом отношении видов производства и разливки стали все еще остается существенной и в 2010 г. составила: доля мартеновского производства стали – 7 %, доля разливки стали в изложницы – 20 %. В результате господдержки строительного и автомобильного секторов экономики ожидается рост внутреннего потребления стали, с 2010 г. возрастет спрос стали на автомобили, на обновление инфраструктуры, включая автомобильные и железные дороги, мосты, газонепфтепроводы, строительство объектов зимних Олимпийских игр в г. Сочи.

Распад СССР и сопровождавшее его принципиальное изменение основ экономического устройства образовавшихся государств отразились на объемах производства продукции (таблица 8).

Таблица 8 – Производство стали в странах СНГ

Страна	Производство стали, млн. т								
	1990 г.	1995 г.	2000 г.	2005 г.	2006 г.	2007 г.	2008 г.	2009 г.	2010 г.
Азербайджан	0,66	0,02	0	0,33	0,30	0,15	0,15	0,12	Нет св.
Белоруссия	0,76	0,74	1,50	2,03	2,32	2,41	2,59	2,42	2,60
Грузия*	1,30	0,08	0	0	0	0	0	0	0
Казахстан	6,26	3,03	4,77	4,45	4,27	4,78	4,25	4,15	4,59
Молдова	0,71	0,66	0,91	1,02	0,68	0,97	0,89	0,38	0,21
Россия	89,6	51,59	59,14	66,15	70,83	72,39	68,70	59,17	66,08
Украина	50,35	22,31	31,77	38,64	40,89	42,83	37,28	29,86	32,88
Узбекистан	0,96	0,37	0,41	0,60	0,62	0,65	0,68	0,72	0,73
СНГ, всего	150,60	78,80	98,49	113,21	119,91	124,17	114,53	96,80	107,09

*Грузия с 1994 г. вышла из состава СНГ

Объем производства стальной продукции в СНГ существенно сократился по сравнению с производством этой продукции в СССР в 1990 г. из-за

снижения внутреннего спроса со стороны основных металлопотребляющих отраслей экономики. В основном это произошло за счет главных производителей стали – России и Украины. Например, в России производство стали в 1990 г. составило 89,6 млн. т, в 1998 г. – 43,8 млн. т и в 2007 г. – 72,4 млн. т, а потребление стали – 82,4; 15,8 и 45,4 млн. т соответственно.

Это снижение было связано с уменьшением объемов строительства, выпуска основных видов машиностроительной продукции и бытовой техники, а также продукции ВПК. В последующие годы определенное, но далеко не главное, влияние на снижение выплавки стали, особенно в России, оказало увеличение непрерывной разливки стали, что привело к снижению расходного коэффициента стали на производство проката. Например, в России расход стали на прокат сократился с 1250,2 кг/т в 1990 г. до 1168 кг/т в 1999 г. и до 1099,5 кг/т в 2010 г.

Металлургические предприятия многих стран СНГ после 1990 г. начали активно участвовать в мировой торговле стальной продукцией. Экспорт готового проката и полуфабрикатов, особенно из России и Украины, стал соизмерим с внутренним потреблением. При этом изменилось не только количество стальной продукции, вывозимой за пределы России, но и изменилось направление товарных потоков. Экспорт проката внутри границ бывшего СССР сократился с 16,5 млн. т в 1990 г. до 2 млн. т в 1994 г., одновременно увеличился экспорт проката в страны дальнего зарубежья с 2 до 20,5 млн. т. Существенно сократился импорт стального проката из стран СНГ в Россию: с 19,2 млн. т в 1990 г. до 1,75 млн. т в 1994 г. Однако рост экспорта и снижение импорта не смогли компенсировать резкого снижения внутреннего спроса, вследствие чего выплавка стали даже в 2007 г. была значительно ниже ранее достигнутого уровня.

Как видно из таблицы 8, динамика производства стали в Молдавии и особенно в Белоруссии существенно отличается от таковой в других странах СНГ. Это различие заключается в том, что выплавка стали в Белоруссии в течение всего рассматриваемого периода возрастала и в 2010 г. почти в 3,5 раза превысила показатель 1990 г. Мощности по выплавке стали в Молдавии в этот период значительно возросли, что позволило в благоприятные годы превысить уровень производства 1990 г. в 1,25 – 1,35 раза. Все страны, кроме Узбекистана, отреагировали на кризис 2008 г. снижением выплавки стали. Для Белоруссии это снижение было небольшим и кратковременным.

Уникальную позицию занимает Украина, имея мощности по производству стали в общем объеме около 42,0 млн. т. Страна имеет самую высокую долю экспорта в мире – более 70 % объема производства. Украина является третьим в мире экспортером стали, поставляя на зарубежные рынки около 30,0 млн. т стали в год. Около 40 % экспорта составляют полуфабрикаты, 30 % – лист, 30 % – сорт. Украина занимает передовые позиции в производстве железорудной продукции (5 % мирового производства) и коксующегося угля (3 % мирового производства).

В России в 2010 г. производство чугуна в наибольшей степени вырос-

ло на Череповецком (на 20,3 %), Западно-Сибирском (на 19,3 %) и Магнитогорском (на 13,1 %) комбинатах. Производство стали в наибольшей степени увеличилось на Магнитогорском (на 18,3 %), Череповецком (на 16,4 %) и Западно-Сибирском (на 13,3 %) комбинатах, а готового проката – на Череповецком (на 19,2 %), Магнитогорском (на 16,0 %) и Западно-Сибирском (на 8,2 %) комбинатах (см. таблицу 6).

Важнейшим приоритетом развития мирового рынка стали является гарантированный доступ производителей стали к сырью по приемлемым ценам. В условиях финансового кризиса обострилась борьба производителей стали за рынки сырья. Возникли следующие тенденции взаимоотношений между покупателями и продавцами сырья: обеспечение сырья с помощью долгосрочных количественных контрактов; вертикальная интеграция сырья путем приобретения и разработки новых месторождений; уменьшение потребности в сырье за счет улучшения ресурсопотребления при производстве стали, использование современных технологий и инноваций, вторичное использование. Увеличение стоимости сырья, обеспечение производства стали с наименьшими выбросами парниковых газов обостряют конкуренцию за обладание рынками скрапа и электроэнергии, приводят к выводу неэффективных мощностей, в частности коксо-аглодоменного производства, особенно в странах с высокой заработной платой (Япония, США, ЕС). В долгосрочной перспективе строительство металлургических предприятий с полным циклом производства (коксовая батарея – доменная печь – конвертер) экономически и технологически оправданным является только в Китае, Индии и Бразилии (в странах с низкой заработной платой, низкими затратами на добычу собственного сырья и другими минимальными затратами). В частности, правительство Индии предусматривает увеличение мощности по производству стали до 124 млн. т в год за счет строительства в основном новых заводов с полным металлургическим циклом. В странах ЕС и США дальнейшее увеличение объемов производства стали предусматривается в основном за счет строительства заводов с короткой технологией, т.е. производящих электросталь. Относительная доля стали, произведенной на рынках развитых стран (ЕС, США, Япония и др.), будет снижаться после преодоления финансового кризиса в пользу развивающихся стран.

Чтобы выжить в условиях финансового кризиса, металлургические компании продолжают горизонтальную и вертикальную интеграцию. Горизонтальные интеграции создают крупным металлургическим компаниям ряд преимуществ перед мелкими: позволяют удерживать цены и рентабельность на стабильном уровне, использовать сотрудничество в маркетинге, торговле, научно-исследовательских работах, в переговорах с поставщиками сырья. С улучшением рыночной ситуации (после кризиса) крупные компании будут изыскивать возможности дальнейшего расширения своей рыночной доли, выхода на новые рынки путем внутренних и международных слияний.

Для обеспечения стабильных поставок сырья металлургические предприятия в большой мере осуществляют вертикальную интеграцию, объеди-

няясь с поставщиками руды, угля и скрапа. Аналогичная тенденция имеет место и в уменьшении цены поставок стали потребителям, побуждая поставщиков сырья, производителей стали и потребителей к более тесному взаимодействию.

В то же время аналитики отмечают, что Российская черная металлургия обеспечена на длительную перспективу всеми необходимыми сырьевыми и топливно-энергетическими природными ресурсами. Актуальным остается вопрос их эффективной добычи и подготовки к использованию. Металлофонд России, несмотря на его снижение в последние два десятилетия, достаточно велик. Существует проблема ускорения замены устаревших основных фондов экономики и эффективного сбора отслуживших стальных изделий и конструкций. Решение этих задач позволит улучшить обеспечение металлургии стальным ломом.

УДК 669.1:504.06:662.75

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОЛУЧЕНИЯ СИНТЕТИЧЕСКИХ ТОПЛИВ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМ ЦИКЛЕ КОКС-ЧУГУН-СТАЛЬ

ШКОЛЛЕР М.Б., ПРОТОПОПОВ Е.В., ГАНЗЕР Л.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Актуальность проблемы производства синтетических жидких топлив в последние годы значительно возросла. Мировое энергопотребление свидетельствует, что в настоящее время нефть является основным и наиболее востребованным энергоресурсом (рисунок 1). При этом наиболее ярко выражена нефтяная зависимость транспортного комплекса. Подсчитано, что в среднем один автомобиль потребляет 2,2 т бензина (дизельного топлива) в год, а весь мировой автопарк в составе около 900 млн. ед. – более 2 млрд. т топлива, на изготовление которого в зависимости от глубины переработки требуется от 6 до 8 млрд. т нефти. Мировые запасы нефти составляют около 140 млрд. т, которых, по прогнозам, хватит менее чем на 40 лет, а российской нефти на 15 – 25 лет, поэтому вопросы повышения энергоэффективности и энергосбережения, в том числе разработки новых видов топлива привлекают большое внимание исследователей. Необходимые предпосылки для организации производства синтетического жидкого топлива (СЖТ) уже сформированы, имеется научный и промышленный опыт, история проблемы насчитывает около ста лет [1 – 3]. В настоящее время мировое производство СЖТ составляет более 20 млн. т/год. В стадии проектирования и строительства находится еще целый ряд объектов с суммарной производительностью по СЖТ около 300 млн. т/год. Лидерами в этой области являются ЮАР, США и Германия, активно занимаются производством СЖТ Япония, Китай и Индия.

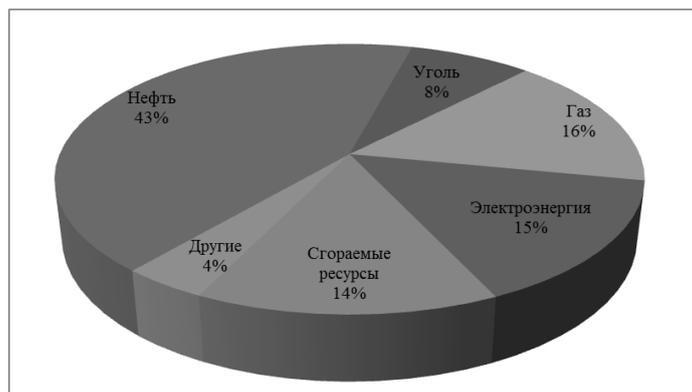
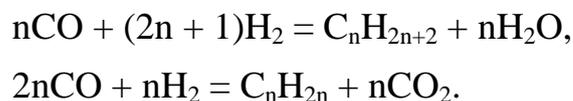


Рисунок 1 – Соотношение мирового потребления энергоресурсов

Все технологически реализованные процессы производства СЖТ основаны на синтезе углеводородов из монооксида углерода и водорода (процесс Фишера-Тропша). Смесь CO и H₂, называемая синтез-газом, может быть получена практически из любого углеродсодержащего сырья (природного газа, угля и т.д.). Для российской экономики предпочтителен уголь, как самый распространенный вид горючих ископаемых. Критерием качества синтез-газа является объемное (мольное) соотношение H₂ и CO, равное 1,5 – 2,4 (оптимум 1,8 – 2,2), и наличие примесей (азота, углекислоты, сернистых соединений и др.).

Синтез Фишера-Тропша можно рассматривать как восстановительную олигомеризацию монооксида углерода в результате сложной комбинации реакций, которая в общем виде представлена следующим образом [4]:



Состав конечных продуктов зависит от катализатора, температуры и соотношения CO и H₂ в синтез-газе.

Широкое распространение в мировой практике получили процессы газификации твердых топлив для производства синтез-газа, разработанные фирмой «Лурги» («Сасол» ЮАР). Современные газогенераторы с вращающейся колосниковой решеткой и сухим золоудалением работают под давлением 3,2 МПа, их производительность составляет до 60 тыс. м³ синтез-газа в час [5].

На основе газогенератора «Лурги» разработан также слоевой горновой газификатор BGL (British Gas Lurgi, Англия) для получения синтез-газа при высоких температурах с удалением шлака в жидком виде [6]. Однако анализ экономической эффективности производства СЖТ из твердого топлива показал, что процесс газификации угля и получения синтез-газа является трудоемким и энергозатратным и требует до 60 % общих капитальных затрат и эксплуатационных расходов со сроком окупаемости промышленных установок около 8 лет.

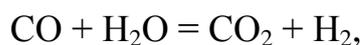
В этой связи представляет интерес использование в качестве газогенератора для газификации кусковых углей с жидким шлакоудалением доменных печей, выводимых из эксплуатации на металлургических предприятиях при реструктуризации производства.

Современная доменная печь по конструктивным решениям и технологии является многоцелевым агрегатом, предусматривает обогащение дутья кислородом и может быть перестроена на режим работы, в котором доминируют те или иные ее основные функции: выплавка чугуна, получение шлака или газа требуемого состава путем газификации твердого топлива [7, 8].

Для осуществления указанных режимов в комплексе доменной печи имеются:

- тракт подачи шихты с емкостями и специальными транспортирующими устройствами;
- загрузочное устройство шихты в печь;
- воздуходувные машины и устройства (фурмы) для подачи воздуха или комбинированного дутья (воздуха с добавкой кислорода и пара), а также горячего дутья;
- воздухонагреватель для нагрева дутья до температуры 1000 – 1200 °С перед подачей его в печь;
- накопитель жидкого шлака и чугуна с периодической выдачей их из печи в специальные ковши;
- тракт отвода образующегося в печи газа и установки очистки его от пыли;
- соответствующие ресурсы технического кислорода.

Возможность проведения доменной плавки на дутье, обогащенном кислородом до 50 – 55 %, впервые была показана в 30-х годах прошлого века в России на опытной доменной печи объемом 28 м³ [9]. В этом же эксперименте был успешно осуществлен при подаче в шахту печи перегретого пара процесс так называемой конверсии монооксида углерода:



что значительно расширяет возможности получения в доменной печи синтез-газа с использованием парокислородного дутья.

Выполненный нами расчет материального и теплового балансов процесса газификации кускового угля марки ТПМ (крупность 25 – 50 мм) на парокислородном дутье при обычном температурном профиле доменной печи показал, что без предварительного нагрева дутья, при соотношении пар : кислород равном 1,01, может быть обеспечен режим газификации с жидким шлакоудалением и получен газ следующего состава, % об.: CO₂ – 8,037; CH₄ – 3,244; CO – 53,057; H₂S – 0,07; H₂ – 30,867; H₂O – 4,72.

Объем влажного газа в расчете на 100 кг угля составляет 237,7 м³, сухого газа – 226,5 м³. Расходные коэффициенты, кг/1 м³ сухого газа: уголь – 0,441; кислород – 0,348; водяной пар – 0,198.

Результаты расчетов достаточно хорошо совпадают с опубликованными

ми в литературе данными о работе промышленных установок парокислородной газификации [6], однако молярное соотношение $H_2 : CO$, которое можно получить в газогенераторе составляет 0,58; следовательно, в данном случае требуется проведение процесса конверсии CO водяным паром, для чего возможно использование газоочистной аппаратуры или пространства для газотопровода в районе верха колошника.

Выполненные расчеты показали, что при расходе пара на конверсию в условиях доменной печи в количестве 41 м^3 на 100 м^3 влажного колошникового газа, сухой конвертированный газ будет иметь следующий состав, % об.: $CO_2 - 26,53$; $CH_4 - 2,68$; $CO - 24,90$; $H_2S - 0,07$; $H_2 - 45,81$; соотношение $H_2 : CO = 1,84$.

Таким образом, при работе доменной печи в режиме газификации кускового угля для получения синтез-газа могут иметь место следующие особенности:

1. Применение парокислородного дутья с соотношением пар : кислород не менее – 1,0.

2. Подача парокислородной смеси, которая осуществляется по линии холодного дутья.

3. На выходе генераторного газа необходимо организовать при температуре не выше $250 \text{ }^\circ\text{C}$ его взаимодействие с водяным паром для осуществления конверсии CO и получения требуемого в синтез-газе соотношения $H_2/CO = 1,8 - 2,0$.

4. Зола загружаемого угля в отсутствие офлюсованного агломерата будет иметь ярко выраженный кислый характер. Для получения более подвижного, легкоплавкого и пригодного для утилизации шлака, в шихту необходимо добавлять некоторое (расчетное) количество известняка или его заменителя.

5. Отсутствие агломерата в составе шихты в целом уменьшает массу ее столба, для обеспечения постоянного его опускания необходимо соответствующее регулирование режима подачи дутья.

При работе доменной печи в режиме газогенерации с использованием парокислородного дутья также может быть получено некоторое количество литейного чугуна (примерно в количестве $0,1 \text{ кг/кг}$ газифицируемого твердого топлива) за счет восстановления окислов железа, находящихся в составе минеральной части угля.

По данным [7] перевод доменной печи объемом 2000 м^3 на технологию производства газа позволит газифицировать не менее 1500 т/сут. угля и, следовательно, получить на парокислородном дутье около $150 \text{ тыс. м}^3/\text{час}$ синтез-газа. Выполненный нами расчет затрат на проведение процесса газификации угля в доменной печи показал, что себестоимость 1 тыс. м^3 синтез-газа из угля марки ТПМ для производства СЖТ не превысит 350 руб.

Выбор угля марки ТПМ, ресурсы которого сосредоточены в центре и на юге Кузбасса, обусловлен его повышенными показателями механической прочности и термической стойкости, а также практическим отсутствием

смолистых веществ в продуктах высокотемпературной деструкции, что позволяет эксплуатировать газоочистку доменной печи без каких-либо существенных конструктивных изменений.

Несмотря на достаточно высокую рентабельность получения синтез-газа при парокислородной газификации угля в доменной печи более эффективными представляются разработки, направленные на экономию энергии и замену традиционных углеводородов для производства СЖТ вторичными энергоносителями, в частности коксовым и конвертерным газами, в которых компоненты синтез-газа содержатся в высоких концентрациях.

Коксовый газ является одним из главных химических продуктов коксования и обладает высокой теплотой сгорания (свыше 17 МДж/м³), его усредненный состав, %: 55 – 60 Н₂, 20 – 30 СН₄, 5 – 7 СО, 2 – 3 СО₂, 4 N₂, 2 – 3 С_mН_n. Выделение водорода из коксового газа позволяет рассматривать его как основной ресурс водородной энергетики и водородного автомобильного топлива. В настоящее время предпочтение отдается установкам выделения водорода из газовых смесей по способу короткоциклового адсорбции (КЦА-PSA).

Усредненный состав конвертерного газа при работе агрегатов с верхней и донной подачей кислорода, %: 67 – 79 СО, 13 – 16 СО₂, 0 – 3 Н₂, 0 – 3 Н₂О, 5 – 14 N₂. Теплота сгорания газа составляет 8,4 – 9,2 МДж/м³ при его температуре на выходе из конвертера 1300 – 1700 °С. Отходящие конвертерные газы несут с собой значительное количество плавильной пыли (в отдельные периоды до 250 г/м³ газа). Поэтому все конвертеры оборудованы системами очистки отходящих газов с тем, чтобы утилизировать пыль. Выделяющиеся после газоочистки газы собирают в газгольдере, и их можно использовать как источник СО для получения синтез-газа при смешении с водородом, выделяемым из обратного коксового газа (ОКГ), поступающего в газовые сети металлургического предприятия из химического цеха коксохимического производства после выделения из него аммиака, смолы и сырого бензола.

При этом необходимо отметить, что, если ОКГ применяется на металлургических предприятиях в различных переделах как топливо, то ресурсы конвертерного газа практически не используются. А при их дожигании «на свече» увеличивается количество парникового газа в окружающей среде, что является серьезной экологической проблемой.

Нами предлагается технологическая схема получения синтез-газа для производства СЖТ с использованием охлажденного и очищенного конвертерного газа, который необходимо дозировать одновременно с водородом, выделенным из коксового газа, и подавать с смеситель в определенном количестве для получения необходимого объемного соотношения Н₂/СО = 1,8 – 2,0 для последующей каталитической переработки в жидкое топливо*.

* Разработка патентуется

Расчеты показали, что утилизация отходящих конвертерных газов, обладающих большим тепловым и химическим потенциалом позволяет значительно снизить энергоемкость стали и экологическую нагрузку на атмосферу.

Принципиальная схема производства СЖТ с использованием вторичных энергоносителей металлургического предприятия приведена на рисунке 2.

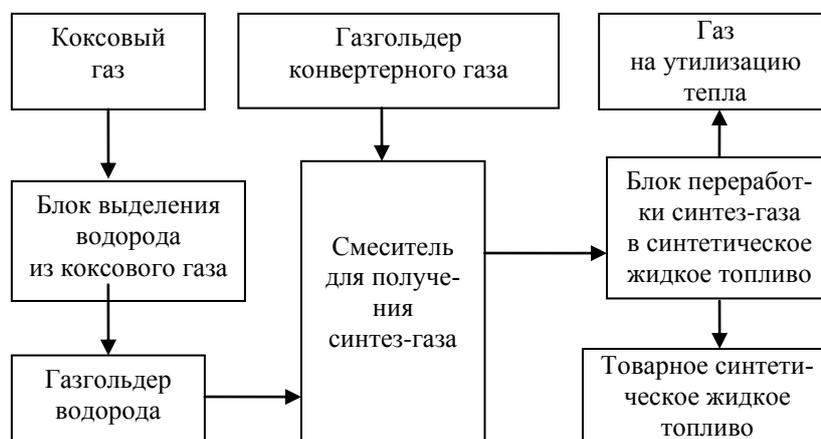


Рисунок 2 – Принципиальная схема производства СЖТ с использованием вторичных энергоносителей металлургического предприятия

При существующем, например, на ОАО «ЕвразЗСМК» объеме производства кокса и стали может быть получено более 130 тыс. т/год синтетического жидкого топлива с объемом продаж до 2,6 млрд. руб/год, что соответствует высокой рентабельности производства.

Библиографический список

1. Электроэнергетика России: экономика и реформирование. – М.: Изд-во ИНП, 2011. 77 с.
2. Сверчков С.Р., Шевелев Ю.А. К вопросу производства бензина и дизельного топлива из угля // ТЭК и ресурсы Кузбасса. 2007, № 2, с. 37 – 39.
3. Ионе К.Г. Полифункциональный катализ на цеолитах. Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1982. – 271 с.
4. Макаров Г.Н. и др. Химическая технология твердых горючих ископаемых. М.: Химия, 1986. – 496 с.
5. Кричко А.А., Лебедев В.В., Фарберов И.Л. Нетопливное использование углей. М.: Недра, 1978. – 215 с.
6. Шиллинг Г.Д., Б. Бонн, У. Краус. Пер. с нем. Газификация угля. М: Недра. 1986. – 175 с.
7. Товаровский И.Г. Перестройка доменной печи в газогенератор кускового угля // Материалы 2-ой международной научно-практической конференции «Автоматизированные печные агрегаты и энергосберегающие технологии в металлургии». 3 – 5 декабря 2002 г. Москва. С. 416 – 418.

8. Курунов И.Ф., Тихонов Д.Н., Свитко С.В. Доменная печь – агрегат для получения восстановительных газов // Черная металлургия. 2002, № 10, с. 28 – 31.
9. Курунов И.Ф., Аншелес В.Р., Свитко С.В. Получение аммиака из колошникового газа // Металлург. 1999, № 12, с. 27 – 39.

УДК 669.162.12:622

ПРОБЛЕМЫ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА СЫРЬЯ И РАСШИРЕНИЯ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ АГРЕГАТОВ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ ШИХТЫ К СПЕКАНИЮ

ПАВЛОВЕЦ В.М.

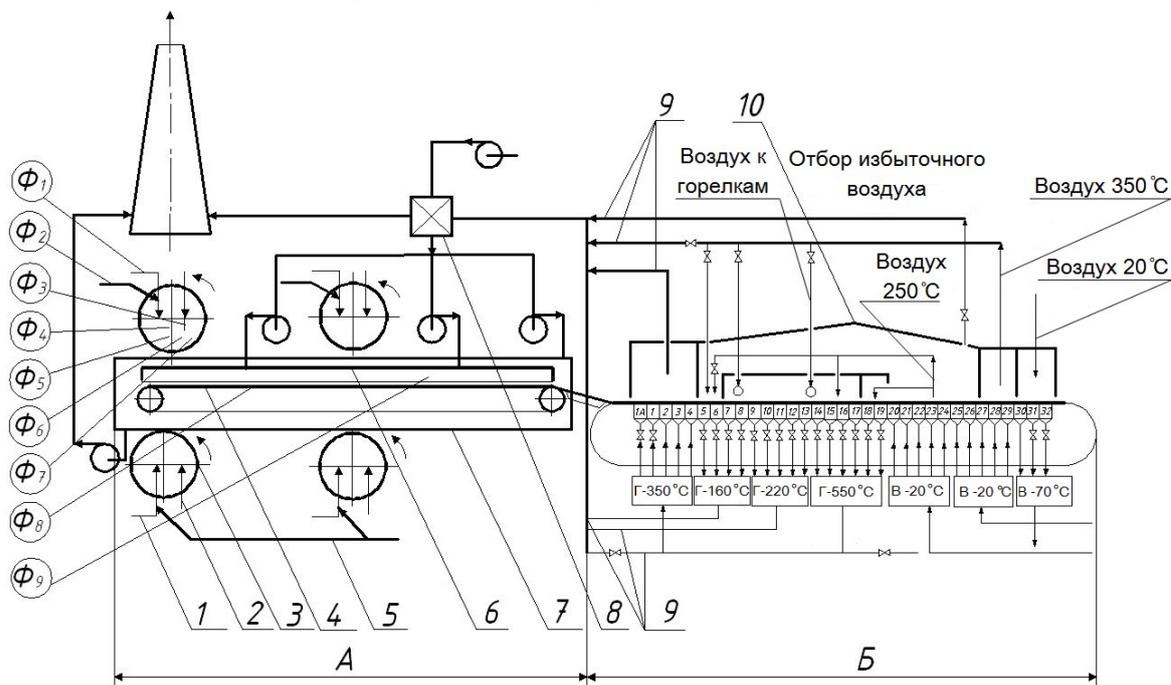
*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Качество и себестоимость первичного металла в значительной степени определяются металлургической ценностью окучкованного железорудного сырья и эффективностью его производства. Проблемы снижения энергозатрат и повышения качества сырья для производства передельного чугуна и металлизированного продукта, в том числе, выпускаемого на экспорт, решаются комплексным методом, включающим оптимизацию тепловых и физических процессов и расширение функциональных возможностей агрегатов на всем технологическом маршруте. Применяя перспективные методы теплосилового воздействия на комкующую шихту и влажные сформованные материалы, можно снизить затраты на их тепловую обработку, увеличить производительность технологических агрегатов и сформировать оптимальную структуру, благоприятную для последующего обжига и восстановительно-тепловой обработки.

Общепринятая технологическая схема производства железорудных окатышей включает: подготовку влажной железорудной шихты к спеканию, направленную на формирование сырых окатышей, и упрочняющую термообработку, после которой получают окисленные окатыши, пригодные для длительной транспортировки к потребителям и последующей плавки или металлизации. Основная термическая обработка окатышей с использованием 100 % технологического топлива (20 – 25 м³/т) и 80 % электроэнергии (5 – 10 кВт/т) осуществляется на обжиговых конвейерных машинах в режимах сушки, подогрева и обжига, а подготовка влажной железорудной шихты к спеканию, реализуемая в окомкователях и связанная с транспортированием сырых окатышей к обжиговой машине, свободна от внешнего теплосилового воздействия. При этом суммарная протяженность агрегатов, на которых возможно первичное теплосиловое воздействие на влажную шихту и сырые окатыши, соизмерима с длиной обжиговых машин.

На рисунке 1 приведена принципиальная схема производства окаты-

шей, на отдельных стадиях которой введены дополнительные альтернативные технологические операции, целенаправленного действия.



Ф1 – Ф9 – технологические операции (наименование приведено в тексте);
 1 – загрузочный транспортер; 2 – тракт увлажнения; 3 – тарельчатый окомкователь; 4 – транспортер кондиционных окатышей; 5 – тракт подачи сжатого воздуха; 6 – дутьевой короб; 7 – теплоизолирующий горн;
 8 – теплообменник; 9 – дымовые каналы; 10 – горн обжиговой машины

Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема производства железорудных окатышей на стадиях подготовки шихты к спеканию (А) и термической обработки окатышей (Б) (смесительное отделение не показано)

Основные и дополнительные (ОД) технологические операции условно составляют первый уровень (первый столбец МТ) обобщенной структуры (уровень ОД-операций, $i = 1,9$) технологической схемы (рисунок 2).

Дополнительные технологические операции Ф₅, Ф₆, Ф₇, Ф₉ являются резервными, поскольку реально работающие технологические схемы, относящиеся к прототипам, могут функционировать без них. При необходимости, исключив их из работы, можно вернуться к исходной технологии. Новые технологические операции Ф₅, Ф₆, Ф₇, названные по виду соответствующего технологического воздействия, в совокупности с технологическим инструментарием (технологические устройства, физические поля или материальные объекты) осуществляют конкретное физическое воздействие на сырые материалы, обеспечивая тем самым решение сформулированной вспомогательной технологической задачи. Внешнее силовое воздействие на сырые материалы в рабочем пространстве окомкователя (технологическая операция Ф₅) предназначено для создания дополнительного силового поля, направленного на увеличение скорости упрочнения сырых окатышей.

№	Основные и дополнительные технологические операции	Альтернативные частные операции	Обобщенная структура технологической схемы (первый и второй уровень)
Φ ₁	Загрузка потока шихты в окомкователь	1 – свободнопадающей струей; 2 – тоже в герметичном канале; 3 – воздушно-шихтовой струей	
Φ ₂	Ориентация загружаемого потока шихты в окомкователе	1 – свободным падением; 2 – воздушной струей; 3 – водовоздушной струей; 4 – с помощью канала	
Φ ₃	Увлажнение шихты в окомкователе	1 – разбрызгиванием воды или связующего раствора; 2 – без увлажнения; 3 – разбрызгиванием водо-шихтовой пульпы	
Φ ₄	Окомкование шихты в окомкователе	1 – окатыванием в тарели; 2 – окатыванием в барабане	
Φ ₅	Внешнее силовое воздействие на сырые материалы	1 – свободнопадающим потоком шихты; 2 – низкотемпературными струями воздуха; 3 – напылением шихты низкотемпературными воздушно-шихтовыми струями; 4 – массой шихтового пригруза; 5 – массой комкуемого слоя	
Φ ₆	Приращение массы окатышей	1 – зародышеобразованием; 2 – окомкованием шихты; 3 – напылением шихты воздушно-шихтовыми струями; 4 – доокомкованием методом переката	
Φ ₇	Термическое воздействие на сырые материалы	1 – без термического воздействия; 2 – низкотемпературными воздушно-шихтовыми струями; 3 – низкотемпературными струями воздуха	
Φ ₈	Транспортирование сырых окатышей	1 – перемещение транспортерной лентой	
Φ ₉	Термообработка слоя сырых окатышей на транспортной ленте	1 – без термообработки; 2 – низкотемпературными струями воздуха; 3 – тоже в теплоизолированном горне	

Рисунок 2 – Морфологическая таблица и обобщенная структура технологической схемы подготовки железорудной шихты к спеканию для первого и второго уровней

Дополнительная операция – приращение массы окатышей (Φ_6) – решает задачу увеличения скорости прироста массы окатышей. Термическое воздействие на сырые материалы в окомкователе и термообработка слоя сырых окатышей на транспортерной ленте (технологические операции Φ_7 и Φ_9) решают задачу по организации и обеспечению заданной скорости влагуудаления из окатышей на стадии сырого производства. Дополнительные операции введены в структуру технологической цепи благодаря наличию свободного рабочего пространства и площадей для размещения оборудования, облегченной интеграции с энергетическими коммуникациями и т.д.

Для основных и дополнительных технологических операций подобраны частные альтернативные технологические операции, составляющие второй уровень (второй столбец МТ) обобщенной структуры (уровень А – альтернативных операций, $j \in J_{\Phi_i}$) технологической схемы. Для частных технологических операций разработаны альтернативные технологические объекты (второй столбец таблиц рисунков 3 – 5), на которые направлены их физические воздействия, и сформированы структуры альтернативных технологических схем. Альтернативные технологические объекты составляют третий уровень структурной технологической схемы (уровень Т – объектов, $k \in K_{\Phi_{ij}}$) разрабатываемой технологии. На рисунках 3-5 приведены технологические объекты для дополнительных операций Φ_5, Φ_6, Φ_7 и соответствующих им частных операций. Последовательность реализации технологических операций не исключает параллельного протекания некоторых частных операций и одновременной ориентации этих операций на несколько технологических объектов. В качестве источников информации для построения структурных схем Φ_5, Φ_6, Φ_7 использованы монографии в области подготовки сырья к плавке, научные статьи и изобретения в этой области знаний [1 – 23].

В соответствии с разработанной систематизацией каждый s -ый C_s способ подготовки железорудной шихты к спеканию может быть отображен упорядоченным по функциональному признаку множеством технологических операций в виде следующей структурной формулы:

$$C_s = \left(\Phi_{ijk} \mid i = \overline{1,9}; j \in J_{\Phi_i}; k \in K_{\Phi_{ij}} \right), \quad s = \overline{1,S}, \quad (1)$$

где Φ_{ijk} – функционально упорядоченная совокупность технологических операций обобщенной структуры рассматриваемого способа подготовки железорудной шихты к спеканию; i – порядковый номер технологических операций, относящихся к множеству операций первого уровня (номер строки МТ); j – номер выбранной частной операции, относящейся к множеству альтернативных частных операций второго уровня обобщенной структуры технологической схемы; k – номер выбранного технологического объекта, относящегося к множеству объектов третьего уровня обобщенной структуры технологической схемы. S – общее количество вариантов, содержащихся в обобщенной технологической схеме подготовки железорудной шихты к спеканию.

№	Альтернативные частные операции	Технологические объекты	Обобщенная структура (третий уровень)
Φ ₅₁	Свободнопадающим потоком шихты	1 – на слой окатышей; 2 – на донный гарнисаж; 3 – на эластичную ленту, расположенную на слое окатышей	
Φ ₅₂	Низкотемпературной струей воздуха	1 – на слой окатышей; 2 – на донный гарнисаж; 3 – на эластичную ленту, расположенную на слое окатышей	
Φ ₅₃	Напылением шихты низкотемпературной воздушно-шихтовой струей	1 – на слой окатышей; 2 – на донный гарнисаж; 3 – на эластичную ленту, расположенную неподвижно на слое окатышей; 4 – на движущуюся эластичную ленту	
Φ ₅₄	Массой шихтового пригруза	1 – на гладкую эластичную ленту, установленную неподвижно на слое окатышей; 2 – на ребристую эластичную ленту, установленную неподвижно на слое окатышей	
Φ ₅₅	Массой комкующего слоя	1 – на донный шихтовый гарнисаж	

Рисунок 3 – Морфологическая таблица альтернативных технологических объектов для третьего уровня обобщенной структуры технологической схемы подготовки шихты к спеканию на основе дополнительной технологической операции Φ₅ «Внешнее силовое воздействие на сырые материалы»

№	Частные операции	Технологические объекты	Обобщенная структура (к-уровень)
Φ ₆₁	Зародышеобразованием (З)	1 – окомкованием шихты перекатом; 2 – напылением шихты на донный гарнисаж; 3 – напылением на движущуюся эластичную ленту	
Φ ₆₂	Окомкованием шихты (О)	1 – окомкованием шихты перекатом с получением кондиционных окатышей; 2 – окомкование шихты перекатом с получением мелких и крупных окатышей	
Φ ₆₃	Напылением шихты воздушно-шихтовой струей (Н)	1 – на поверхность крупных окатышей с получением кондиционных окатышей; 2 – на поверхность мелких окатышей; 3 – на поверхность зародышей	
Φ ₆₄	Доокомкованием (Д)	1 – мелких окатышей до кондиционных окатышей;	

Рисунок 4 – Морфологическая таблица альтернативных технологических объектов для третьего уровня обобщенной структуры технологической схемы подготовки шихты к спеканию на основе дополнительной технологической операции Φ₆ «Приращение массы окатышей»

№	Альтернативные частные операции	Технологические объекты	Обобщенная структура (третий уровень)
Φ_{71}	Без термического воздействия	1 – без термического воздействия	
Φ_{72}	Низкотемпературными воздушно-шихтовыми струями	1 – на зародыши; 2 – на мелкие окатыши; 3 – на донный гарнисаж	
Φ_{73}	Низкотемпературными струями воздуха	1 – на мелкие окатыши; 2 – на донный гарнисаж; 3 – на кондиционные окатыши	

Рисунок 5 – Морфологическая таблица альтернативных технологических объектов для третьего уровня обобщенной структуры технологической схемы подготовки шихты к спеканию на основе дополнительной технологической операции Φ_7 «Термическое воздействие на сырые материалы»

Например, известный способ подготовки шихты ($C_{\text{пш}}$) к спеканию, на котором основана технология получения сырых железорудных окатышей по традиционной схеме способа - прототипа на базе основных, дополнительных и частных операций для первого и второго уровней структурной схемы, может быть представлен следующей структурной формулой:

$$C_{\text{пш}} = (\Phi_{11}, \Phi_{21}, \Phi_{31}, \Phi_{41}, \Phi_{51}, \Phi_{61}, \Phi_{71}, \Phi_{81}, \Phi_{91}); \quad (2)$$

На рисунке 2 его технологические связи выделены жирными линиями. Частные альтернативные операции структурных схем Φ_5 , Φ_6 , Φ_7 , Φ_9 составляют основу для различных новых альтернативных технологических схем подготовки железорудной шихты к спеканию.

Разработанная обобщенная структура альтернативных технологических схем способов подготовки железорудной шихты к спеканию порождает множество решений, обеспечивает гибкость производственных процессов и расширяет спектр перспективных технологий производства. Например, для перспективного технического решения ($\tilde{C}_{i\phi}$), основанного на принудительном зародышеобразовании и низкотемпературной термической обработке, необходимых для получения сырых окатышей с пониженной влажностью на стадии сырого производства для первого и второго уровней обобщенной технологической схемы, структурная формула способа подготовки железорудной шихты к спеканию представлена совокупностью следующих технологических операций в виде:

$$\tilde{C}_{i\phi} = (\Phi_{13}, \Phi_{22}, \Phi_{32}, \Phi_{41}, \Phi_{53}, \Phi_{63}, \Phi_{72}, \Phi_{81}, \Phi_{92}). \quad (3)$$

В этом решении, в отличие от традиционного способа, загрузка потока шихты осуществляется воздушно-шихтовой струей (Φ_{11}) с ориентацией шихты воздушной струей на донный гарнисаж (Φ_{22}). Учитывая, что при окомковании шихты в тарельчатом окомкователе (Φ_{41}) подача материала возможна двумя потоками, то увлажнение одного из загружаемых потоков шихты можно исключить (Φ_{32}). Внешнее силовое воздействие на комкуемые материалы выполняется напылением шихты низкотемпературными воздушными струями (Φ_{53}). Эта технологическая операция одновременно формирует прирост массы окатышей (Φ_{63}) и осуществляет термическое воздействие на сырые материалы (Φ_{72}). Готовые кондиционные окатыши с пониженным содержанием влаги транспортируют конвейерной транспортёрной лентой (Φ_{81}), на которой также организуют дополнительное тепловое воздействие (Φ_{92}). Полученные сырые окатыши с пониженным содержанием влаги, в отличие от традиционной технологии, структурно состоят из центральной части с более низкой пористостью и плотной оболочки. Окатыши с подобной структурой способны выдержать более интенсивную термическую обработку на обжиговой машине, после которой обожженное сырье имеет повышенные металлургические свойства.

Выбор оптимального производственного маршрута является комплексной аналитической задачей, учитывающей совокупность достижения оптимальных качественных показателей с технологическими ограничениями. В результате проведения морфологического анализа установили, что наибольшее количество технологических операций целенаправленного действия оказывают на процесс подготовки железорудного сырья воздушно-шихтовые струи, включенные в производственный процесс.

В металлургии широко используются многофазные струи, структурно состоящие из потока твердых и (или) жидких частиц, рассредоточенных в потоке высоконапорного газообразного энергоносителя: сжатого или вентиляторного воздуха, острого пара, продуктов факельного сжигания топлива, высокотемпературной плазмы. Трехфазные (твердые частицы, жидкая связка в потоке воздуха) струи применяют для нанесения защитных, теплоизоляционных и упрочняющих покрытий, позволяющих регулировать свойства изделия. Эти технологии позволяют получить плотный напыленный слой (НС) твердых частиц на поверхности металлов, футеровок и ограждений без участия механических систем [5 – 23].

Двухфазные (жидкости в потоке газа) струи широко используют для распыливания жидкостей и для интенсификации охлаждения нагретых поверхностей. Струи сжатого воздуха применяют для аэродинамического обогащения сыпучих материалов. Твердые частицы, введенные в поток сжатого воздуха, способны глубоко внедряться в жидкую металлическую ванну и выполнять (песко- или дробеструйную) обработку твердой поверхности. Рабочий поток высокого давления передает часть (до 30 – 40 %) своего им-

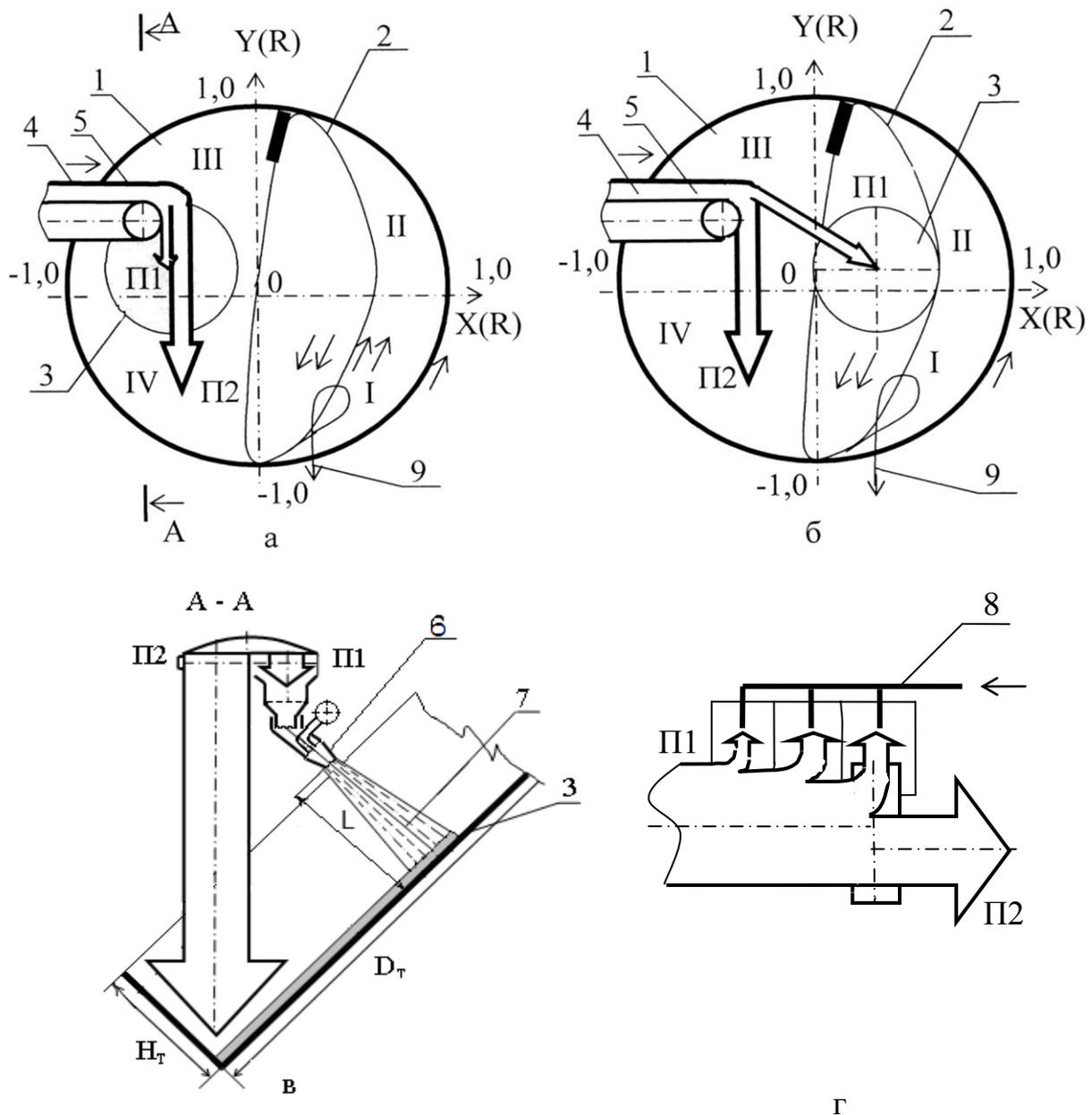
пульса и энергии частицам дисперсной фазы, которые ускоряются до высокой скорости, повышая кинетическую энергию и количество движения аэро-смеси. При встрече с напыляемой поверхностью кинетическая энергия дисперсных частиц трансформируется в работу объемной и сдвиговой вязкой деформации пористого тела и переходит в энергию формования новой поверхности либо, напротив – в энергию глубокого внедрения, например, в расплавленную металлическую ванну.

Сжатый воздух является вторым по важности источником энергии после электричества для многих промышленных предприятий. Каждый 1 Бар давления снижает энергозатраты продукции на 6 – 8 %. Достоинство пневмосистем является отсутствие подвижных элементов, надёжность, долговечность, пожаробезопасность, работа без сливных линий, возможность удаления воздуха в атмосферу. Промышленные струйные насосы производительностью до 20 т/ч, работающие на сжатом воздухе давлением до 0,5 – 0,6 МПа и с расходом до 30 м³/т смеси, имеют КПД, равный 0,2 – 0,4. Энергопотребление современного турбокомпрессора ТА 1250/100 при P = 0,65 МПа и V = 100 м³/мин составляет 0,085 кВт·ч/м³, а у компрессора ТА 1100/55 расход электроэнергии ниже и составляет 0,076 кВт·ч/м³ при P = 0,42 МПа [22, 23].

Технологическое пространство между разгрузочным узлом питательного конвейера и днищем окомкователя (свободное падение шихты с высоты 1 – 2 м) используется для формирования влажных воздушно-шихтовых струй (рисунок 6) [5 – 15]. Они создают комплекс энергетических (тепловое, аэродинамическое, силовое) и управляющих воздействий на сырую шихту и комкуемые материалы между загрузочным устройством и шихтовым гарнисажем окомкователя. Воздушно-шихтовая струя ориентируется на шихтовый гарнисаж в холостой зоне окомкователя (рисунок 6, а) по технологии ЗНД, либо на слой влажных окатышей (ОК) в рабочей зоне окомкователя (рисунок 6, б) по технологии ЗОН и ЗОНД. Для организации ВШС стружчатые питатели из всей загружаемой шихты П (П = П₁ + П₂) с механизмом регулирования расхода шихты отделяют часть шихты и формируют потоки П'1, П''1, П'''1, поступающие к струйному аппарату (СА). Остальная часть материала в виде потока П2 (70 – 80 %) загружаются в окомкователь в режиме свободно падающего потока шихты (СПШ).

Плотность окатышей по технологии ЗНД зависит от массовой доли зародыша и его плотности по выражению: $\rho_{ок} = \rho_{зр} \cdot (m_{зр}/m_{ок}) + (1 - m_{зр}/m_{ок}) \cdot \rho_{об}$, где $\rho_{об} = 3200$ кг/м³ (рисунок 7). Если плотность зародыша выше плотности оболочки окатыша, то происходит его уплотнение. Зародыш с низкой плотностью разуплотняет весь окатыш, но значительно увеличивает степень восстановления (рисунок 8).

Зависимость безразмерных параметров влажности и прочности Θ_w и $\Theta_{п}$, полученных на влажных окатышах по схеме ЗОН при X(R)=0,25, от безразмерного показателя массы Θ_m , показана на рисунке 8.

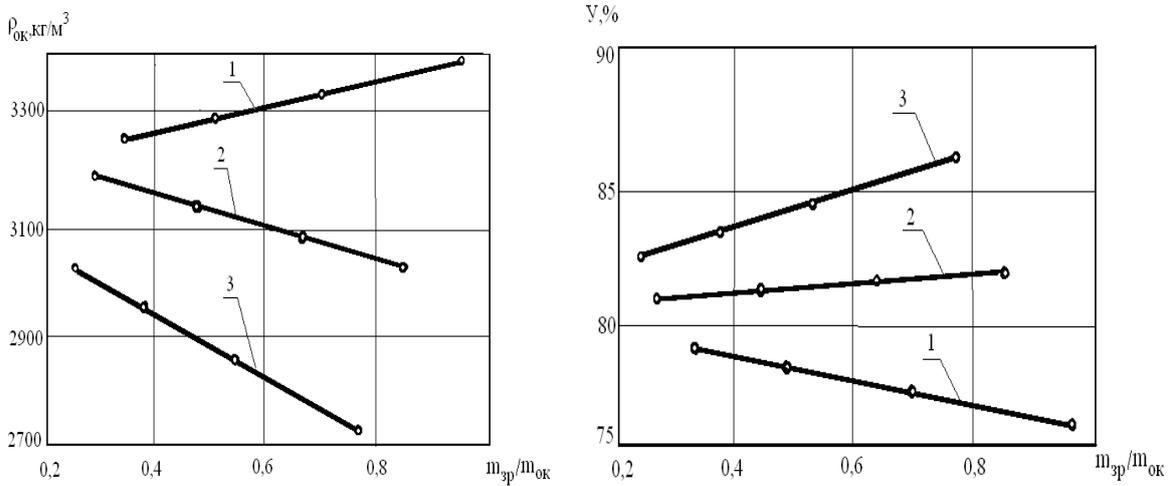


1, 2 – холостая и рабочая зоны; 3 – зона напыления (напыленный слой);
 4 – ленточный транспортер; 5 – загружаемая шихта; 6 – струйный аппарат;
 7 – воздушно-шихтовая струя; 8 – тракт сжатого воздуха; 9 – годные
 окатыши; I, II, III, IV – номера четвертей тарели

Рисунок 6 – Схема потоков загружаемой шихты промышленного
 окомкователя для технологии ЗНД (а), для технологии ЗОНД (б);
 установка в окомкователе одного (в) и нескольких струйных аппаратов (г)
 (вид сверху)

Установили, что рост массы окатышей сопровождается более низким
 значением $\Theta_w = 0,82 - 0,88$, чем напыляемая шихта и окатыши основы
 ($\Theta_w = 0,98 - 1,00$). Влага, находящаяся под давлением струи воздуха, в ка-

пиллярах окатыша выжимается на поверхность и пропитывает НС. Она проникает в труднодоступные участки НС и в тончайшие участки поровых каналов, формируя прочное сцепление НС с окатышами и увеличивая число капиллярных контактов влаги с частицами.

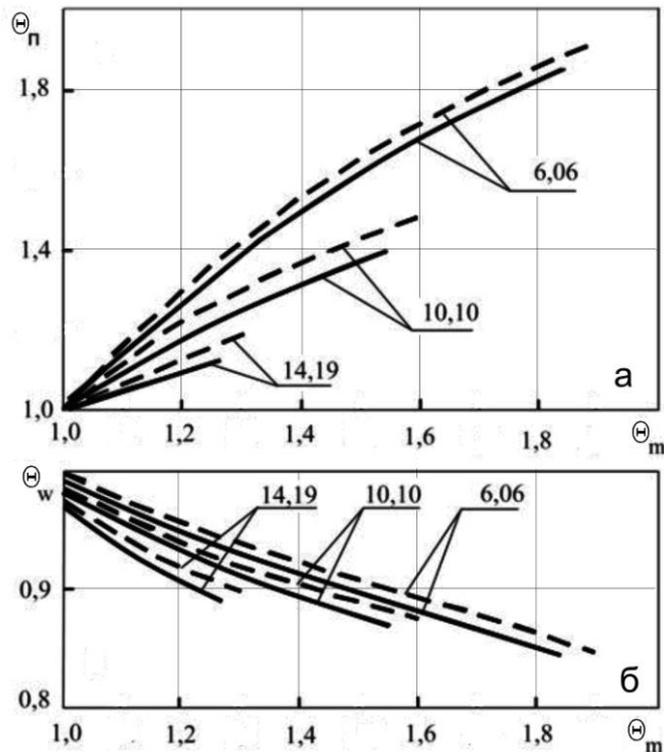


а

б

плотность зародышей, кг/м^3 : 1 – 3400; 2 – 3000; 3 – 2600

Рисунок 7 – Зависимость плотности влажных окатышей (а) и восстановимости (б) от массовой доли зародыша в окатыше



Влажность напыляемых окатышей 8,08 (—) и 9,16 % (-----)

Рисунок 8 – Зависимость безразмерных значений прочности (а) и влажности окатышей (б), полученных напылением шихты при $X(R)=0,25$, от параметра Θ_m при $\Theta_t=0,32$, $t_b=100$ °C (цифры у кривых – диаметр окатышей)

Удаление влаги из окатыша при напылении сопровождается термической (конвективной) сушкой и диффузией влаги из НС в поток воздуха. Значение Θ_w окатышей зависит от их размеров, толщины напыленного слоя и от их относительной массы (рисунок 8). Для окатышей диам. 14,19 мм значение $\Theta_w = 0,87$ выше, чем для окатышей диам. 6,06 мм ($\Theta_w = 0,82$), а отношение Θ_w / Θ_m для крупных окатышей выше (0,64), чем для более мелких (0,45). Это определяется небольшой толщиной напыленного слоя и большей площадью напыления. Возможности роста массы крупных окатышей выше по причине более широких и более глубоких (половина диаметра гранул) каналов между окатышами. Более высокая влажность напыляемых окатышей увеличивает массу напыленного слоя и их прочность и одновременно повышает значение Θ_w с 0,82 до 0,84 при повышении влажности окатышей с 8,08 до 9,16 %.

Зависимость параметров Θ_m , Θ_w , Θ_n , полученных по схеме ЗОН, от режима работы окомкователя и температуры воздуха показана на рисунке 9.

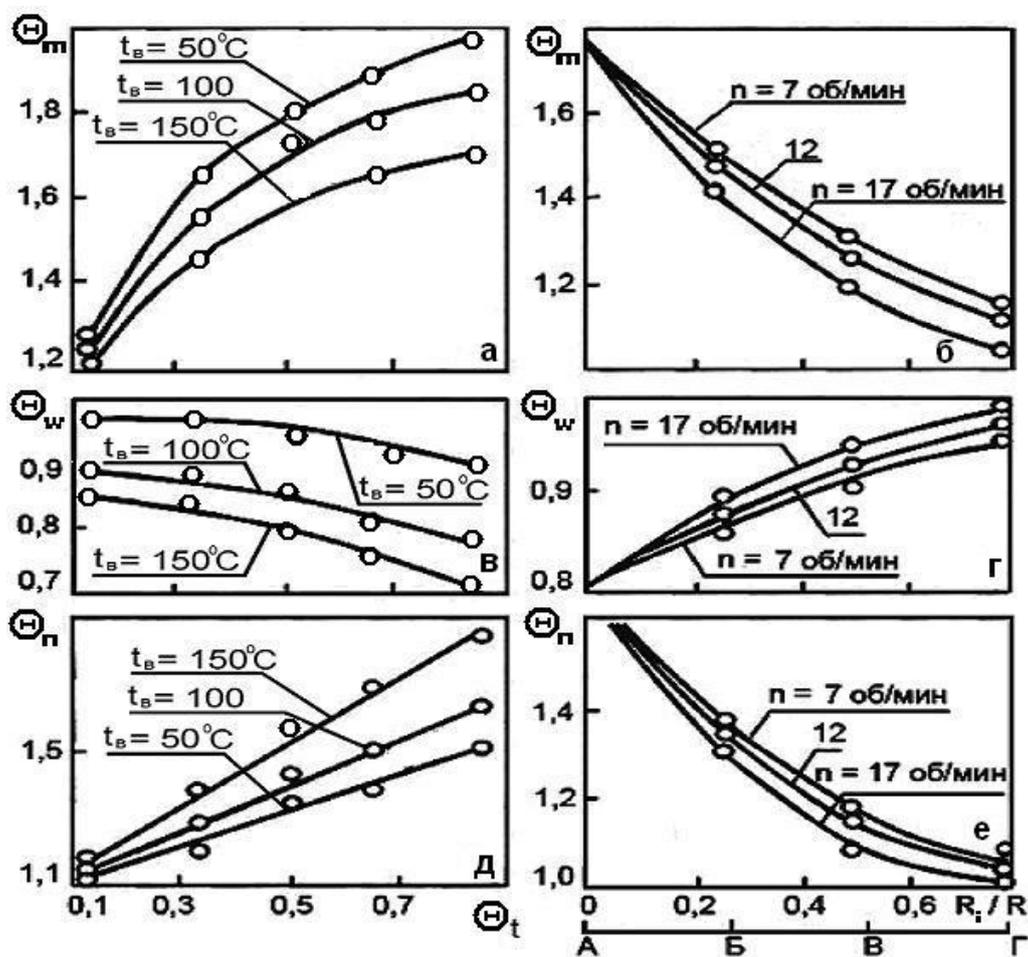


Рисунок 9 – Зависимость параметров Θ_m , Θ_w , Θ_n , полученных по схеме ЗОН, от тепловых характеристик струи (а, б, в) и вариантов напыления (г, д, е)

Возрастание Θ_t при $t_b = \text{const}$ связано с уменьшением L/d_{ca} и площади напыления. По этой причине на оси ВШС растет масса напыленного слоя и значение Θ_m для одиночных окатышей на оси струи повышается до 1,98 при $t_b = 50$ °С. При напылении шихты воздухом с более высокой (150 °С) температурой значение Θ_m уменьшается до 1,71. Поскольку влажность окатышей и параметр Θ_w зависят от массовой доли НС (Θ_m) и от температуры воздуха (при $\Theta_t = \text{const}$), то с ростом температуры воздуха от 50 до 150 °С значение Θ_w уменьшается с 0,90 до 0,71 (в 1,28 раза), в то время как относительная масса окатыша снижается в меньшей степени – в 1,18 раза. Упрочнение окатышей с увеличением Θ_t происходит за счет увеличения размеров и массы окатышей, а подсушенный НС в форме полусферической оболочки обладает более высокой прочностью.

Библиографический список

1. Кузнецова Л.В. Информационно-логическая систематизация и совершенствование технологий разработки угольных пластов / Л.В. Кузнецова, Б.А. Анферов. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2001. – 151 с.
2. Одрин В.М. Морфологический анализ систем / В.М. Одрин. – Киев: Наукова думка, 1977. – 110 с.
3. Павловец В.М. Влияние реакционной поверхности окомкователя на свойства железорудных окатышей, обрабатываемых сжатым воздухом / В.М. Павловец, Г.И. Черныш // Известия вузов. Черная металлургия. – 2001. – №2. – С. 7 – 11.
4. Павловец В.М. Особенности упрочнения рудоугольных окатышей струями сжатого воздуха / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия. – 2001. – №8. – С. 22 – 25.
5. Павловец В.М. Взаимодействие струи сжатого воздуха со слоем железорудных окатышей / В.М. Павловец, Г.В. Самохвалов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2002. – №8. – С. 3 – 7.
6. Павловец В.М. Особенности взаимодействия струи сжатого воздуха и слоя пересыпающихся влажных окатышей на тарели окомкователя / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия. – 2002. – №10. – С. 9 – 13.
7. Павловец В.М. Напыление влажной шихты на железорудные окатыши / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия, 2003. – №12. – С. 7 – 11.
8. Павловец В.М. Исследование структурных характеристик шихтового покрытия, напыленного на поверхность железорудных материалов / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия, 2004. – №4. – С. 7 – 12.
9. Павловец В.М. Исследование характеристик шихтового покрытия, напыленного на железорудные материалы низкотемпературными струями сжатого воздуха / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия. – 2005. – №2. – С. 7 – 12.
10. Павловец В.М. Сравнение способов получения комбинированных ока-

- тышей путем напыления шихты низкотемпературными струями сжатого воздуха / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия. – 2005. – №6. – С. 11 – 17.
11. Павловец В.М. Продувка слоя влажных железорудных окатышей низкотемпературными струями сжатого воздуха / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия. – 2006. – №2. – С. 7 – 12.
 12. Павловец В.М. Загрузка железорудной шихты на эластичную ленту / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия. – 2007. – №12. – С. 13 – 16.
 13. Павловец В.М. Принципы организации принудительного зародышеобразования в холостой зоне тарельчатого окомкователя / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия. – 2009. – №4. – С. 3 – 6.
 14. Павловец В.М. Исследование теплосиловых режимов напыления влажной шихты, предназначенных для принудительного зародышеобразования / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия. – 2009. – №6. – С. 9 – 13.
 15. Павловец В.М. Исследование процесса получения влажных окатышей с использованием принудительного зародышеобразования / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия. – 2010. – №6. – С. 15 – 20.
 16. Павловец В.М. Разработка обобщенной структуры технологической схемы подготовки железорудной шихты к спеканию / В.М. Павловец, Л.И. Криволапова // Известия вузов. Черная металлургия. – 2011. – №4. – С. 36–42.
 17. Патент № 2377323 Россия, МКИ⁷ С22В 1/24. Способ получения окатышей / В.М. Павловец. – № 20081268894/02. Заявл. 01.07.08; Оpubл. 27.12.09 Бюл. № 36 // Изобретения. Полезные модели. 2009. – № 36
 18. Патент № 2385351 Россия, МКИ⁷ С22В 1/24. Способ получения окатышей / В.М. Павловец. – № 20081339095/02. Заявл. 01.10.08; Оpubл. 27.03.10 Бюл. № 9 // Изобретения. Полезные модели. 2010. – № 9
 19. Патент № 2387720 Россия, МКИ⁷ С22В 1/24. Способ подготовки шихты к спеканию / В.М. Павловец. – № 2008151256/02. Заявл. 23.12.08; Оpubл. 27.04.10 Бюл. № 12 // Изобретения. Полезные модели. 2010. – № 10
 20. Патент № 2390570 Россия, МКИ⁷ С22В 1/24. Способ термообработки окатышей / В.М. Павловец. – № 2008139092/02. Заявл. 01.10.08; Оpubл. 27.05.10 Бюл. № 15 // Изобретения. Полезные модели. 2010. – № 15
 21. Патент № 2402619 Россия, МКИ⁷ С22В 1/24. Способ получения окатышей / В.М. Павловец. – № 20091209993/02. Заявл. 02.06.09; Оpubл. 27.10.10 Бюл. № 30 // Изобретения. Полезные модели. 2010. – № 30
 22. Сизов А.М. Диспергирование расплавов сверхзвуковыми струями / А.М. Сизов. – М.: Металлургия, 1991. – 184 с.
 23. Сизов А.Н. Газодинамика и теплообмен газовых струй в металлургических процессах / А.М. Сизов. – М.: Металлургия, 1987. – 256 с.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОМПЛЕКСНЫХ БАРИЙСТРОНЦИЙСОДЕРЖАЩИХ РУД ПРИ ОБРАБОТКЕ СТАЛИ

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

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк,
Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга*

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

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

Руды имеют следующий минеральный состав: Sr-Ca-Ba-карбонат (70 – 80 %), калиевый полевой шпиг (10 %), пироксен (10 – 20 %). Основной полезный минерал – карбонат, содержащий 32 % BaO, 13 % SrO, 22 % CaO и 33 % CO_2 , представляет собой тонкокристаллическое сростание кальцита, баритокальцита и стронцианита. Эти руды могут использоваться как непосредственно для рафинирующей и модифицирующей обработки стали и сплавов, так и в качестве сырья для выплавки комплексных сплавов-модификаторов.

Предприятием ООО «НПК Металлтехнопром» освоен выпуск барийстронциевого модификатора БСК-2 по ТУ 1717-001-75073896-2005. Модификатор предназначен для производства стали, чугуна и цветных сплавов, а также для покрытия сварочных электродов. Химический состав модификатора, %: 16,0 BaO, 5,5 SrO, 21,5 CaO, 24,8 SiO_2 , 0,9 MgO, 3,0 K_2O , 1,5 Na_2O , 4,0 Fe_2O_3 , 0,2 MnO, 2,9 Al_2O_3 , 0,9 TiO_2 ; 18,0 CO_2 .

Карбонаты бария и стронция при относительно невысоких температу-

рах переходят в оксиды. Поэтому для процессов обработки стали представляет интерес изучение поведения именно оксидных соединений бария и стронция.

Обычно модифицирование проводится на конечной стадии производства: либо на выпуске из печи в ковш, либо при внепечной обработке стали в ковше, либо непосредственно при разливке. При этом металл и шлак уже хорошо раскислены и в качестве восстановителей можно рассматривать углерод, кремний и алюминий.

На кафедре металлургии черных металлов, стандартизации и сертификации СибГИУ проведен комплекс исследований по изучению возможности модифицирования стали барием и стронцием, восстановленными из барий-стронциевого концентрата в процессе обработки стали.

Для определения условий восстановления бария и стронция использовались методы термодинамического моделирования на основе расчета равновесных состояний в модельных термодинамических системах, которые состоят из совокупности элементов Ba–Sr–O–Si–Al, представленной набором веществ SrO–BaO–Si–Al. Исходный состав системы варьировался заданием количества восстановителей C, Si и Al от 0 до 1 кг. Для определения влияния температуры в расчетах использовали температурный интервал 1873 – 2073 К, превышающий обычный уровень, характерный для внепечной обработки.

При реализации термодинамического моделирования использовали программный комплекс «Терра», позволяющий на основе принципа максимума энтропии находить равновесный состав многокомпонентной, гетерогенной термодинамической системы для высокотемпературных условий.

Все вещества, которые могут образовываться в результате численного моделирования при заданном элементном составе смеси при температурах 1873 – 2073 К по значению величины концентрации в конечном состоянии делили на значимые и незначимые с порогом значимости 10^{-4} моль/кг смеси. В качестве значимых оказались конденсированная фаза, состоящая из атомов и молекул: Ba, Al, Si, Sr, BaO, SrO, SiO₂, BaSiO₃, SrSiO₃, BaAl₂O₄, SrAl₂O₄.

Восстановление углеродом.

Результаты расчетов равновесных составов в системах Ba–O–C и Sr–O–C в пределах изменения C = 0 – 1 кг и исходном содержании BaO = 1 кг представлены на рисунках 1, 2.

Анализ полученных расчетных данных показывает, что углерод при температурах, характерных для ковшовой обработки стали (около 1600 °С), практически не восстанавливает барий и стронций из их оксидов.

Заметное восстановление бария и стронция начинается при температурах более 2000 К, что реализуется в специальных электротермических процессах.

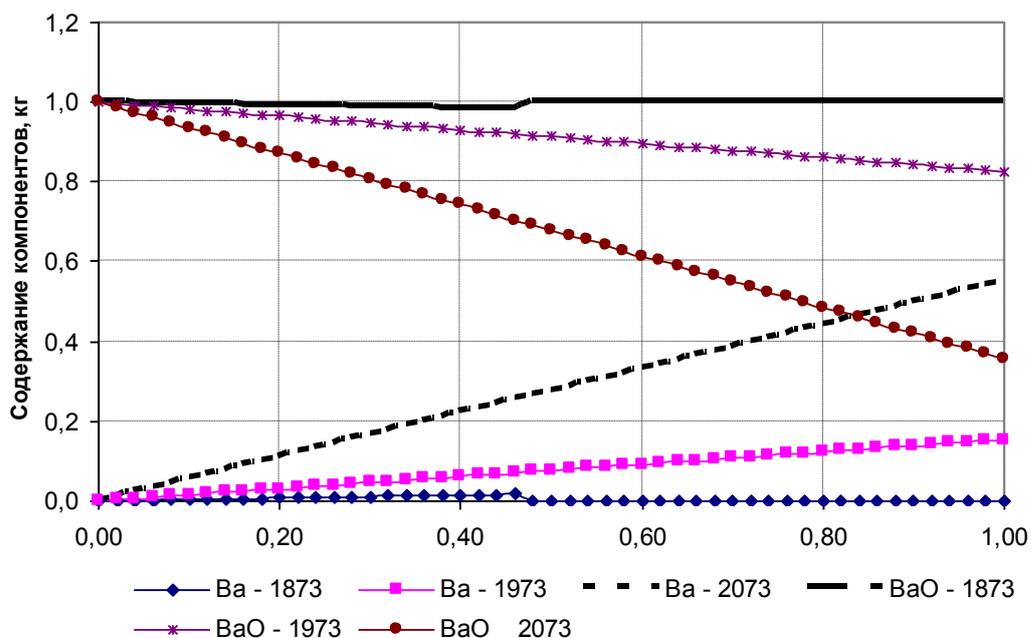


Рисунок 1 – Зависимость параметров процесса восстановления бария в системе Ва – О – С от расхода углерода при температурах 1873, 1973 и 2073 К

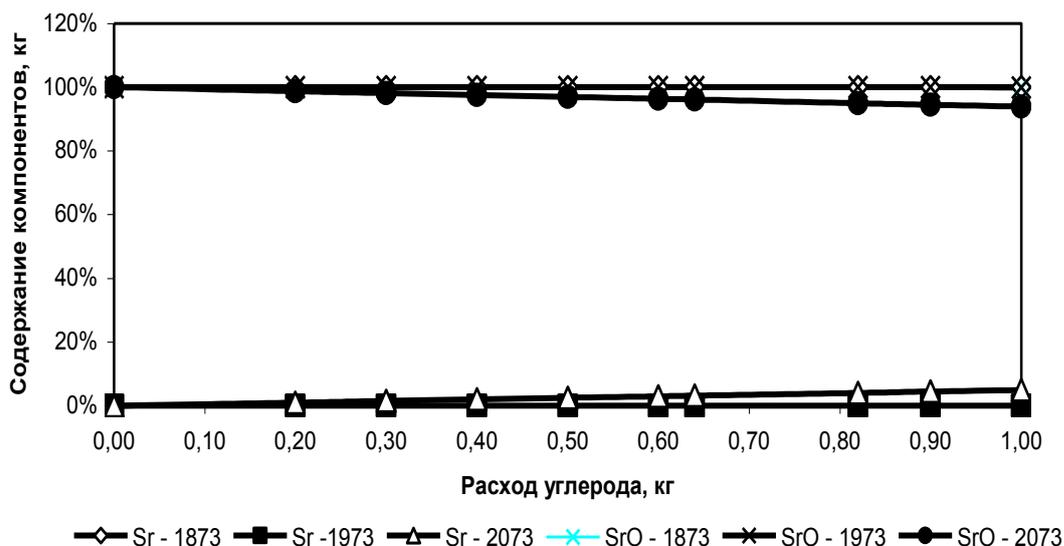


Рисунок 2 – Зависимость параметров процесса восстановления стронция в системе Sr–О–С от расхода углерода при температурах 1873, 1973 и 2073 К

Восстановление кремнием.

При использовании в качестве восстановителя кремния восстановление бария протекает пропорционально количеству восстановителя до значений 0,06 кг (рисунок 3). При этом восстанавливается около 60 % бария. При дальнейшем увеличении количества восстановителя степень восстановления бария не изменяется. При взаимодействии ВаО и Si кроме бария образуется и ВаSiO₃, содержание которого, также как и бария, увеличивается при увеличении кремния до 0,06 кг и далее не изменяется. Т.е. при восстановлении

бария из оксида кремнием около 30 % оксида переходит в силикат бария (BaSiO_3). Температура практически не оказывает влияние на процесс восстановления кремнием, особенно вблизи стехиометрического соотношения.

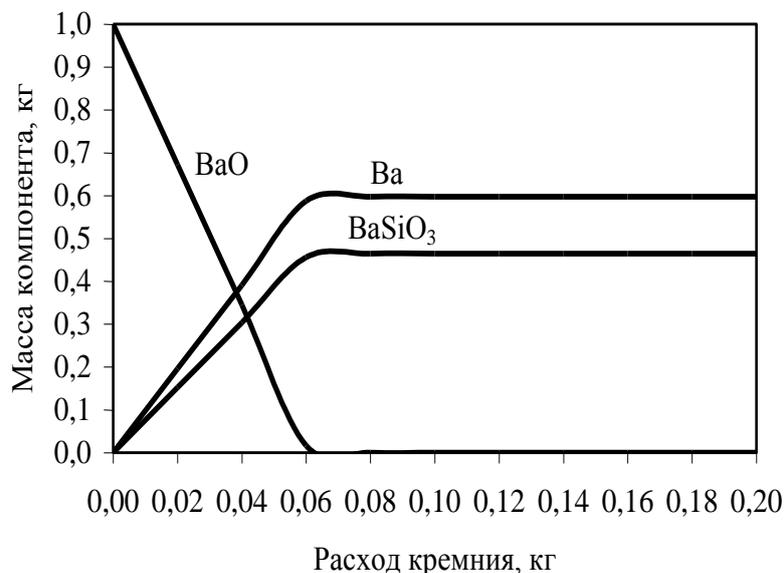


Рисунок 3 – Зависимость параметров процесса восстановления бария в системе Ba – O – Si от расхода кремния при температуре 1873 – 2073 К

Иные закономерности наблюдаются при восстановлении стронция из оксида кремнием рисунок 4. Количество восстановленного стронция медленно растет с ростом кремния во всем заданном диапазоне расхода восстановителя, причем стронций восстанавливается в меньшей степени, чем барий.

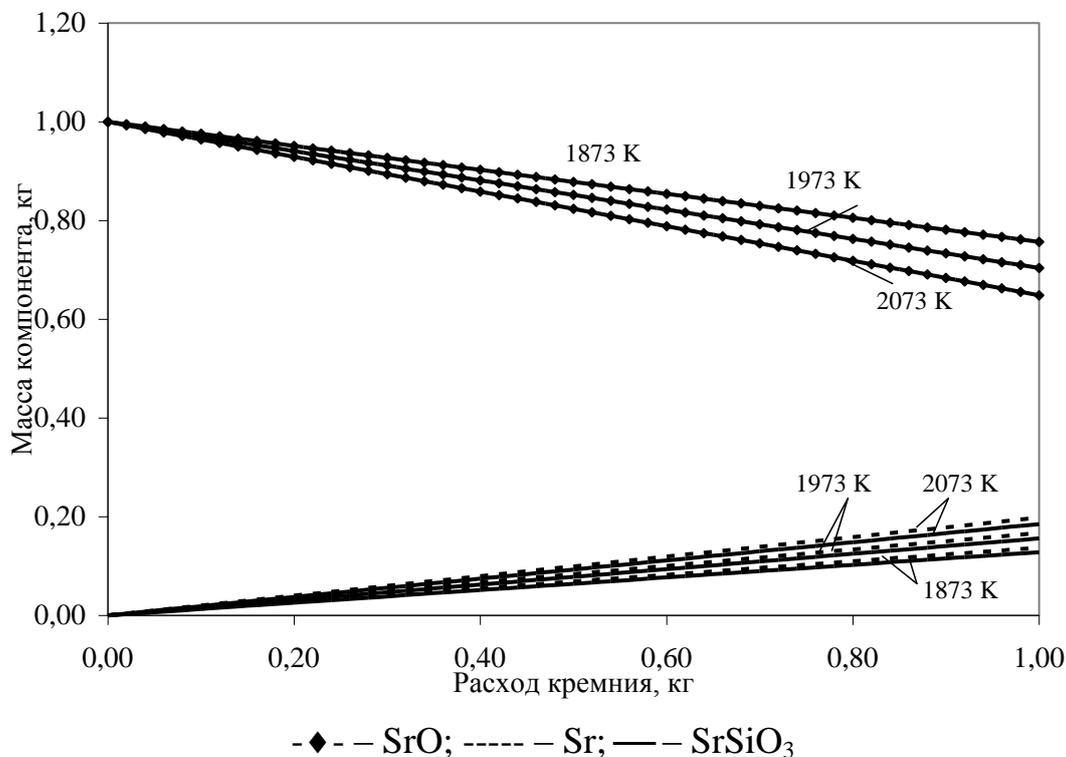


Рисунок 4 – Зависимость параметров процесса восстановления стронция в системе SrO-Si от расхода кремния при температуре 1873 – 2073 К

Даже при соотношении оксида стронция и кремния 1:1 количество восстановленного стронция не превышает 15 %. Одновременно с восстановлением стронция оксид стронция взаимодействует с образующимся кремнеземом с образованием силиката стронция SrSiO_3 . Температура практически не оказывает влияние на процесс восстановления стронция кремнием.

Анализируя результаты термодинамического моделирования следует отметить, что в условиях внепечной обработки, при модифицировании стали барийстронцийсодержащими материалами и использовании кремнийсодержащих ферросплавов для раскисления шлака происходит некоторое восстановление бария и практически не восстанавливается стронций, тем более, что расход кремния на восстановление ограничен уровнем его марочного содержания.

Восстановление алюминием.

Более высокая степень восстановления бария и стронция, в сравнении с кремнием, наблюдается при использовании алюминия рисунки 5, 6. Количество бария линейно возрастает, а количество BaO линейно снижается до нуля в интервале присадок алюминия от 0 до 0,08 кг. Степень восстановления бария составляет около 70 %. Одновременно с ростом бария растет и BaAl_2O_4 (до 0,42 кг). Сходная закономерность наблюдается при восстановлении стронция. Однако степень восстановления стронция составляет только 40 – 50 %.

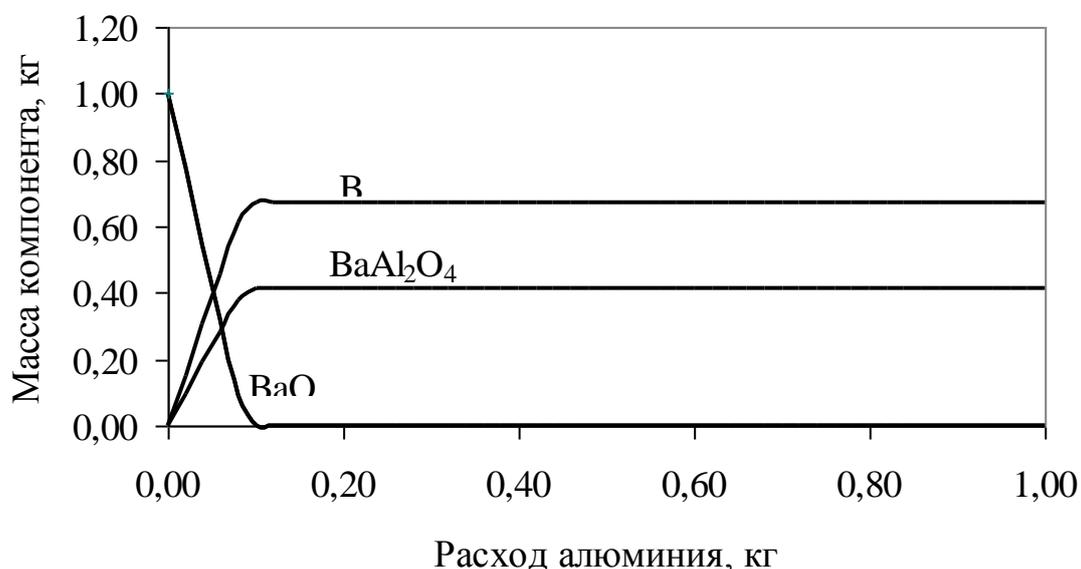


Рисунок 5 – Зависимость параметров процесса восстановления бария в системе BaO-Al от расхода алюминия при температуре 1873 – 2073 К

Температура оказывает слабое влияние на процесс восстановления бария и стронция алюминием.

Восстановление кремнием и алюминием

Для оценки варианта совместного восстановления кремнием и алюминием провели расчет для случая восстановления 1 кг BaO 0,2 кг Si с после-

дующими добавками алюминия. Совместное восстановление оксида стронция кремнием и алюминием не рассматривали, т.к. кремний практически не восстанавливает стронций. Данные расчета представлены на рисунке 7. Добавка алюминия приводит к разрушению силикатов бария и образованию $BaAl_2O_4$, а также увеличению содержания восстановленного бария в системе Ba-O-Si-Al. Таким образом, при совместном использовании кремния и алюминия основным восстановителем является алюминий.

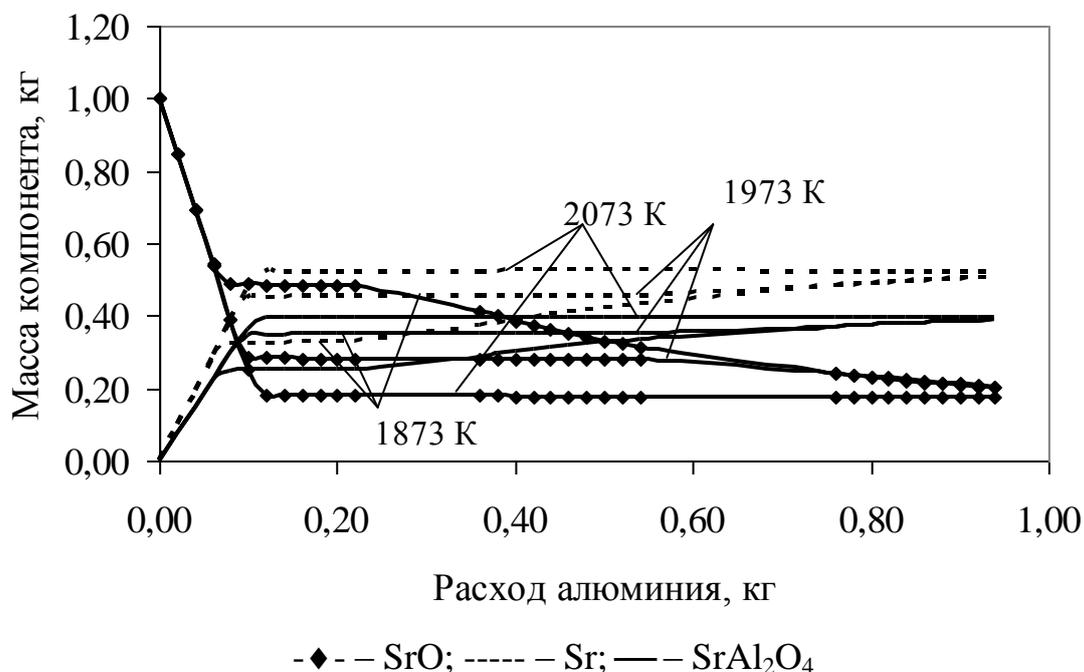


Рисунок 6 – Зависимость параметров процесса восстановления стронция в системе SrO-Al от расхода алюминия при температуре 1873 – 2073 К

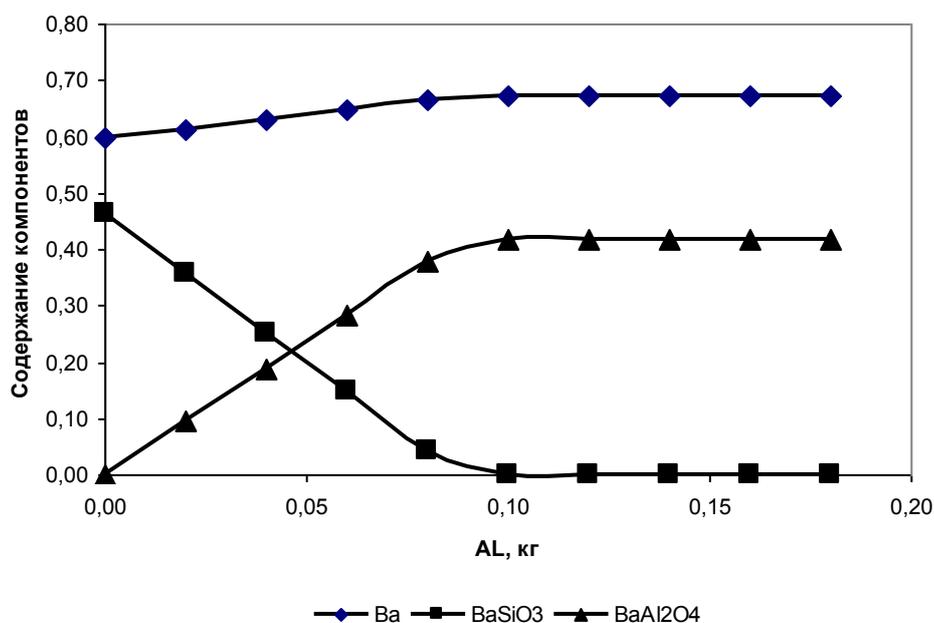


Рисунок 7 – Зависимость параметров процесса восстановления бария в системе Ba – O – Si – Al от расхода алюминия при температуре 1873 К

Следовательно, в качестве восстановителя при использовании оксидных барий и стронций содержащих материалов для обработки сталей необходимо использовать алюминий. Естественно, что для целенаправленного применения алюминия необходимо предварительное тщательное раскисление металла и шлака для снижения общей окисленности системы металл-шлак.

В условиях ОАО «Запсибметкомбинат» и ОАО «Юргинский машиностроительный завод» исследовалась возможность применения барийстронциевого концентрата для обработки сталей марок 25Г2С, Г13, 30ХГСФЛ и 35ХГСЛ.

Полученные результаты показали – барийстронциевый карбонатит активно воздействует на микроструктуру и неметаллические включения, обеспечивает повышение запаса конструктивной прочности сталей, оцениваемой значениями ударной вязкости при отрицательных температурах. В технологическом плане производство стали с указанными свойствами не вызывает затруднений.

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

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

Анализ полученных данных показывает, что обработка стали 25Г2С карбонатитом в количестве до 8 кг/т приводит к увеличению ударной вязкости во всем интервале температур испытаний от +20 до минус 70 °С (таблица 1).

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

Как следует из данных металлографического анализа, обработка стали карбонатитом снижает загрязненность стали неметаллическими включениями и обеспечивает высокий уровень их глобуляризации. Одновременно фиксируется измельчение ферритоперлитной структуры стали за счет устранения грубых участков кремний-марганцовистых ликвационных образований.

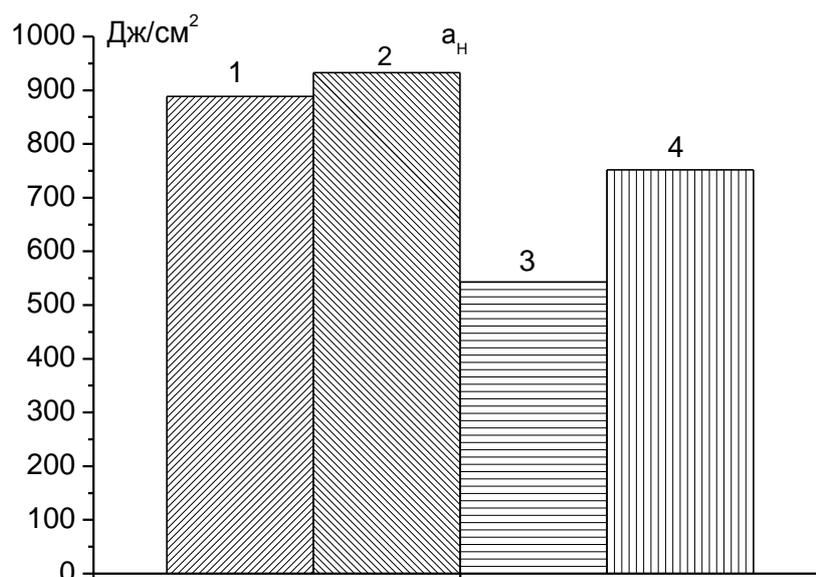
Испытания ударных образцов стали Г13 показали, что ее обработка карбонатитом обеспечивает сохранение ударной вязкости при минус 60 °С на уровне 19,0 – 19,3 кгс·м/см² (КСУ при +20 °С составляет 18,5 – 25,5 кгс·м/см²).

Обработка марок 30ХГСФЛ и 30ХГСЛ модификатором БСК-2 оказала положительное воздействие на показатели ударной вязкости (рисунок 10).

Таблица 1 – Результаты обработки стали марки 25Г2С карбонатитом

№ плавки	Расход карбоната, кг/т	КСУ, кгс-м/см ² , при температуре, °С						Индекс загрязненности, ×10 ⁻³	% глобул, оксидов	% глобул. окисью-сульфидов
		+20	0	- 20	- 40	- 60	- 70			
760039	0	9,25	8,88	6,66	6,52	4,85	3,36	84,03	0	0
760035	0	11,03	9,28	8,61	8,07	6,67	3,92	-	-	-
760037	0	11,8	8,35	6,85	4,9	2,01	1,92	96,0	25	25
660012	0	11,23	11	8,03	8,97	3,3	4,37	53,84	18	15
760050	4	11,51	10,44	10,63	8,63	9,18	7,19	27,03	19	36
760260	4,3	12,8	11,2	8,63	10,43	8,33	5,1	30,8	19	75
760264	4,7	11,2	9,93	6,33	6,63	5,67	4,52	-	-	-
760267	7,7	16,3	13,6	12,63	12,17	10,8	10,2	41,02	68	59
21823*	4	25,5	-	-	-	19,3	-	-	-	-
219000*	5	18,5	-	-	-	19	-	-	-	-

* - сталь Г13



1, 3 – без обработки; 2, 4 – с обработкой модификатором БСК-2

Рисунок 10 – Ударная вязкость стали марок 35ХГСЛ (1, 2) и 30ХГСФЛ (3, 4)

Приведенные данные позволяют сделать главный практический вывод – барийстронциевый карбонатит, активно воздействуя на микроструктуру и неметаллические включения, обеспечивает повышение запаса конструктивной прочности сталей, оцениваемой значениями ударной вязкости при отрицательных температурах. В технологическом плане производство стали с указанными свойствами не вызывает затруднений.

УДК 621.771.062

ОЦЕНКА ВЕРОЯТНОСТИ ИНЦИДЕНТОВ В СИСТЕМЕ ОЧАГ ДЕФОРМАЦИИ – ВАЛКОВАЯ АРМАТУРА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ СОРТОВЫХ ПРОФИЛЕЙ – ПУТЬ К СНИЖЕНИЮ МАТЕРИАЛЬНЫХ ЗАТРАТ

ФАСТЫКОВСКИЙ А.Р., ПЕРЕТЯТЬКО В.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Валки и их арматура образуют в рабочей клетки единый взаимосвязанный комплекс, от четкой работы которого во многом зависит производительность и качество выпускаемой продукции. В связи с этим при настройке и эксплуатации валковой арматуры следует учитывать условия формоизменения в очаге деформации прокатной клетки, для которой она предназначена. Игнорирование возможностей очага деформации зачастую приводит к разрушению деталей валковой арматуры или застреванию в ней металла, что приводит к дополнительным материальным затратам на производство. Для предотвращения нежелательных инцидентов необходимо рассматривать комплексно изучаемый вопрос оценивая величину продольного усилия потребного для работы арматуры и значение продольной силы, которую может обеспечить очаг деформации, обслуживаемой клетки при использовании возможностей сил трения. Руководствуясь рассматриваемой концепцией, о неразрывной связи очага деформации и валковой арматуры разработана методика оценки вероятности инцидентов в системе валки – арматура.

При практической реализации разработанной методики на первом этапе определяется величина продольной силы, обеспеченной очагом деформации с учетом условий деформирования и конструктивных особенностей калибра. Решению данной задачи способствовали теоретические и экспериментальные исследования, подробно рассмотренные в работах [1, 2].

Для того чтобы оценить вероятность инцидентов в системе очаг деформации – валковая арматура не достаточно знать величину продольной силы, которую может обеспечить очаг деформации необходимо определить критерии работоспособности рассматриваемой системы. Для этого рассмотрим два крайних случая. Первый – продольная сила, возникающая в результате инцидентов настолько велика, что может привести к поломкам деталей

валковой арматуры. Второй случай валковая арматура должна выполнить большой комплекс операций (удержание полосы в заданном положении, правка до и после очага деформации, кантовка скручиванием, деформация участков полосы, имеющих площадь поперечного сечения больше расчетной) на, что требуется значительная величина продольной силы, которую очаг деформации не может обеспечить, и в данной ситуации полоса, как правило, застрекает в валковой арматуре. Таким образом, наметились два критерия ограничивающие верхний и нижний предел работоспособности системы очаг деформации – валковая арматура.

Верхний предел, ограниченный прочностью деталей арматуры, наиболее ответственной из которых является арматурный брус, можно количественно оценить с использованием следующих зависимостей:

а) в случае размещения исследуемого калибра в строго определенном месте на бочке вала

$$Q_{доп} = \frac{[\sigma]}{\sqrt{\left(\frac{6(l_{\text{бр}} - a)a}{l_{\text{бр}}b_m h_m^2}\right)^2 + 3\left(\frac{d_{\text{бр}}a_{\text{max}}}{l_{\text{бр}}\alpha_m \eta_m b_m h_m^2}\right)^2}}, \quad (1)$$

где $Q_{доп}$ – допустимое продольное усилие на арматурном брус, н; $[\sigma]$ – допустимый предел прочности материала арматурного бруса, МПа; $l_{\text{бр}}$ – длина бруса, м; b_m, h_m – соответственно, ширина и высота арматурного бруса, м; a – расстояние от опоры до точки приложения силы, м; a_{max} – максимальное расстояние от силы до одной из опор, м; α_m, η_m – коэффициенты зависящие от отношения b_m/h_m [3]; $d_{\text{бр}}$ – расстояние от линии прокатки до арматурного бруса, м

б) при прокатке в одну заготовку (в одну «нитку»), когда на бочке вала выполнены одинаковые калибры

$$Q_{доп} = \frac{[\sigma]}{\sqrt{\left(\frac{1,5l_{\text{бр}}}{b_m h_m^2}\right)^2 + 3\left(\frac{d_{\text{бр}}}{2\alpha_m b_m \eta_m h_m^2}\right)^2}} \quad (2)$$

в) при прокатке двух заготовок одновременно (в две «нитки») с одинаковыми калибрами на бочке вала

$$Q_{доп} = \frac{[\sigma]}{\sqrt{\left(\frac{6\left(l_{\text{бр}} - \frac{B_{\kappa}}{2} - b_{\text{бурт}}\right)\left(\frac{B_{\kappa}}{2} - b_{\text{бурт}}\right) + 1,5l_{\text{бр}}^2}{l_{\text{бр}}b_m h_m^2}\right)^2 + 3\left(\frac{2d_{\text{бр}}\left(l_{\text{бр}} - \frac{B_{\kappa}}{2} - b_{\text{бурт}}\right) + d_{\text{бр}}l_{\text{бр}}}{2l_{\text{бр}}\alpha_m \eta_m b_m h_m^2}\right)^2}}, \quad (3)$$

где B_k , $b_{\text{бурт}}$ – соответственно, ширина калибра и буртов у края бочки вала, м.

Нижний предел ограничен величиной продольной силы необходимой для выполнения арматурой ее функций с учетом 20 % запаса надежности. Количественное значение нижнего предела определяется исходя из тех функций, которые должна выполнять вводная и выводная арматура в конкретном пропуске. Находится для каждой функции необходимая величина продольного усилия и затем суммируется. Так величину продольного усилия, затрачиваемого на предотвращение сваливания полосы ($Q_{\text{св}}$) можно найти по формуле:

$$Q_{\text{св}} = \frac{M_{\text{нк}} \pi}{2L_{\text{пр}}}, \quad (4)$$

где $M_{\text{нк}}$ – момент скручивания, н*м; $L_{\text{пр}}$ – расстояние от оси удерживающего ролика до оси валков, м.

Продольное усилие для правки концов полосы ($Q_{\text{пр}}$):

$$Q_{\text{пр}} = \frac{W_{\text{пл.изг}} \sigma_s \mu_n}{x \left(1 - \frac{x}{l_{\text{пров}}} \right)}, \quad (5)$$

где $W_{\text{пл.изг}}$ – момент сопротивления при пластическом изгибе, м³; σ_s – сопротивление деформации, МПа; μ_n – коэффициент трения материала проводки; $l_{\text{пров}}$ – длина проводки, м; x – расстояние приложения силы необходимой для правки, м.

Продольное усилие необходимое для деформации участков полосы (Q_d), с большим чем расчетное поперечным сечением, в роликовой арматуре:

$$Q_d = \sigma_s b_0 h_0 \ln \lambda, \quad (6)$$

где b_0 , h_0 – соответственно, расчетные значения ширины и высоты полосы, м; λ – коэффициент вытяжки при деформации участков полосы с большим сечением.

По данным литературы [4, 5] величина обжатия участков полосы роликовой арматурой может составлять до 1,5...2 мм.

Продольное усилие необходимое для кантовки скручиванием (Q_k) в кантующих роликах:

$$Q_k = \frac{M_{\text{нк}} \varphi_{\text{кант}} l_в}{l_3 l_0}, \quad (7)$$

где $\varphi_{\text{кант}}$ – полный угол кантования, рад; $l_в$ – расстояние между осями рабочих и кантующих валков, м; l_0 – расстояние между клетями, м; l_3 – величина дуги захвата при кантовании, м.

Методика оценки вероятности инцидентов в системе очаг деформации – валковая арматура оформлена с использованием приложения MS Excel с интерпретацией результатов в графическом виде, что весьма удобно при

анализе. Разработанная методика и программное приложение позволило проанализировать сортамент непрерывных мелкосортных станов 250-1, 250-2 ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» на предмет возможных инцидентов в системе очаг деформации – валковая арматура с учетом особенностей калибровки и условий деформирования. В качестве примера рассмотрим полученный график, приведенный на рисунке 1, где показаны верхний и нижний допустимые пределы, гарантирующие нормальную работу системы, и величина продольной силы по клетям, обеспеченная очагом деформации обслуживаемой клетки.

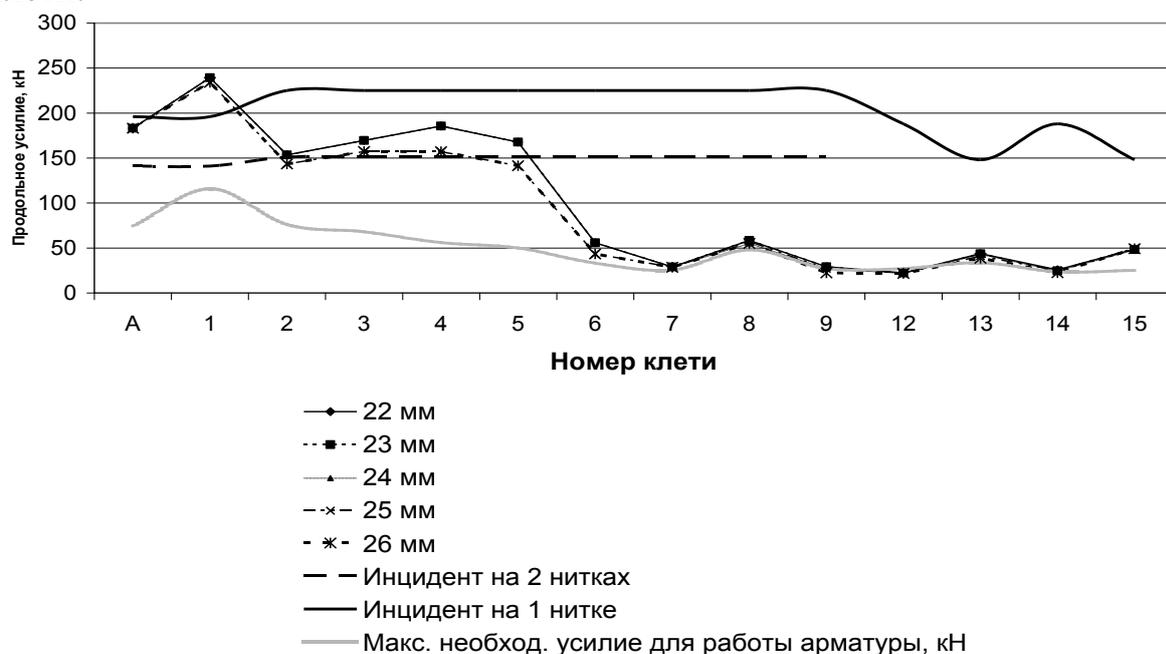


Рисунок 1 – Оценка степени технологических рисков в системе валок – арматуры, при прокатке кругов 22, 23, 24, 25, 26 мм на стане 250-2 ОАО «ЗСМК»

Все клетки, в которых величина продольной силы сопоставима с допустимым пределом или выходит за означенные пределы, являются клетями с повышенной вероятностью инцидентов в рассматриваемой системе валок – арматура и требуют дополнительного внимания, в период монтажа арматуры, и в процессе работы. При прокатке кругов диаметром 22...26 мм на стане 250-2 ОАО «ЗСМК» (см. рисунок 1) в клетях 7, 8, 9, 12, 13, 14 величина продольного усилия необходимого для работы системы сопоставима с продольной силой, обеспеченной очагом деформации, при этом арматура работает в нормальном режиме, однако при незначительных изменениях условий деформирования возможно застревание полосы в арматуре, поэтому данным клетям должно быть уделено повышенное внимание в процессе работы. Черновые клетки с А по 5 при одновременном инциденте на двух «нитках» могут создать условия для поломки или деформации арматурного бруса. Выявить потенциально опасные пропуски важная задача, однако для полноты решения необходимо количественно оценить возможные материальные по-

тери, связанные с инцидентом в конкретной клетке. Для оценки возможного материального ущерба (Y_p) от инцидента в системе очаг деформации – валковая арматура предложена зависимость:

$$Y_p = B_n (Z_v + Z_{nn}), \quad (8)$$

где B_n – вероятность перерастания технологического риска в инцидент; Z_v – затраты на ликвидацию последствий инцидента и восстановление; Z_{nn} – затраты связанные с потерянной прибылью.

Возможность выявления пропусков с повышенной степенью вероятности технологических рисков позволила проводить дифференцированный мониторинг работы системы очаг деформации – валковая арматура, уделяя особое внимание определенным пропускам. Информация о величине возможной продольной силы, которую может создавать конкретная клетка, позволила уточнить параметры валковой арматуры, и обосновано проводить расчеты ее деталей на прочность, оценивать калибровки с точки зрения работоспособности системы очаг деформации – валковая арматура и если необходимо - то корректировать.

Выводы: Методика оценки вероятности инцидентов в системе валки – арматура позволяет сократить материальные затраты на производство за счет уменьшения не предвиденных простоев оборудования и брака. Предложенная методика универсальна и может быть применена на любом сортовом стане.

Библиографический список

1. Фастыковский А.Р. Изучение закономерностей изменения величины резервных сил трения в очаге деформации при прокатке / А.Р. Фастыковский, В.Н. Перетяtko // Известия вузов. Черная металлургия. – 2001. – № 12. – С. 5 – 8.
2. Фастыковский А.Р. Изучение резервных сил трения при прокатке в вытяжных калибрах / А.Р. Фастыковский, В.Н. Перетяtko // Известия вузов. Черная металлургия. – 2002. – № 4. – С. 22 – 24.
3. Федосеев В.И. Сопротивление материалов / В.И. Федосеев – М.: Наука, 1986. – 512 с.
4. Федин В.П. Валковая арматура сортовых станов/ В.П. Федин, Н.Ф. Грицук – М.: Металлургия, 1975. – 215 с.
5. Чекмарев А.П. Роликовая арматура прокатных станов/А.П. Чекмарев, Ю.С. Чернобривенко – М.: Металлургия, 1964. – 256 с.

СОСТОЯНИЕ ФОСФОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ПЕРСПЕКТИВА ЕЕ РАЗВИТИЯ.

ЯКУШЕВИЧ Н.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Желтый фосфор является продуктом, который находит широкое применение во многих отраслях народного хозяйства. В целом ряде производств желтый фосфор незаменим, так как непосредственно идет на получение красного фосфора для спичечной промышленности, легирующих фосфористых сплавов для черной и цветной металлургии, полупроводниковых материалов для электронной промышленности, нефтехимической промышленности (пятисернистый фосфор), для пищевой промышленности (пищевые фосфорные соли), для получения удобрений (суперфосфата, аммофоски), для фармацевтики и целого ряда других видов продукции.

С середины 70-х до конца 80-х годов прошлого столетия СССР по объемам производства занимал первое место в мире. В стране работали два завода в Казахстане и один России в г. Тольятти). Суммарная годовая мощность по производству фосфора составляла 750 тыс. тонн. Заводы работали на сырье крупнейшего месторождения Каратау (Южный Казахстан).

Однако в настоящее время на территории бывшего СССР производство желтого фосфора осуществляется только в Казахстане на Новоджамбулском фосфорном заводе, где эксплуатируется 4 рудно-термические печи мощностью 80 МВА каждая.

В России же произошло полное свертывание производства желтого фосфора и остановка завода АО «Фосфор» в г. Тольятти. Большую роль в прекращении производства сыграло ухудшившиеся условия поставки фосфатного сырья из Казахстана, рост стоимости электроэнергии, изношенность основного технологического оборудования.

Таким образом, российские потребители (химическая, металлургическая промышленности, машиностроение, сельское хозяйство, военно-промышленный комплекс и ряд других) остались без поставщика внутри страны, что привело к необходимости импортировать фосфор по цене 3500 – 4000 долларов за 1 тонну (основные поставщики: Казахстан и Китай).

Однако стоит отметить, что рудная база для производства желтого фосфора в России благоприятная. В европейской части России главным образом – апатитовые концентраты в Мурманской области, где идет разработка кольских апатитов. В Сибири многочисленные промышленно значимые фосфатопоявления и месторождения выявлены в пределах Алтае-Саянской складчатой области, Присаянье, Прибайкалье и Забайкалье. В Кузнецком Алатау и в Горной Шории наиболее развита карбонатная субформация. С

ней связан ряд месторождений: Белкинское, Мрасское, Талановское, Пурла и другие.

Перспективными можно также считать месторождения Кемеровской области: «Больше-Суетское», «Порушкинское» (28 % P_2O_5) расположенные вне зоны Шорского национального парка, а также месторождения Красноярского края, Иркутской области.

Однако возрождение производства фосфора углеродотермическим способом нерентабельно из-за постоянного роста стоимости электроэнергии, кокса, ухудшение качества фосфоритов (снижение содержания P_2O_5), увеличение кратности шлака и расхода электроэнергии на проплавление шлака, необходимы новые технологические решения.

Главной идеей проекта является восстановление фосфатов кальция природного или техногенного фосфорсодержащего сырья алюминием. Несмотря на то, что алюминий более дорогой восстановитель, чем металлургический кокс, преимущества алюминотермического восстановления весьма существенны и делают процесс высокорентабельным:

1. Процесс восстановления фосфора осуществляется без использования внешних энергоносителей за счет тепла экзотермических реакций (при необходимости возможен подогрев шихтовых материалов).

2. В результате алюминотермического восстановления практически не образуется попутных газов, состоящих в основном из СО (монооксида углерода), требующих дорогой многоступенчатой очистки от пыли в обогреваемых электрофильтрах (газовая фаза в основном состоит из паров фосфора) и дальнейшей его утилизации (примерно 4000 кг газа на 1 т фосфора).

3. Образующиеся в процессе восстановления алюминатные шлаки, содержащие до 70 % Al_2O_3 , являются высококачественным клинкером для получения высокоглиноземистых марок цементов (ГЦ-40, ГЦ-50, ГЦ-60, ВГЦ-1). Глиноземистый и высокоглиноземистый цемент незаменим при оборудовании тепловых устройств (в частности котлов ТЭЦ), футеровки сводов руднотермических печей работающих при температуре от 1300 до 1700 °С, в реакторах с химически агрессивной средой, в атмосфере хлоридов, сернокислых солей, употребляется в горной и нефтяной промышленности. На 1 т фосфора может быть получено 7 – 8 т шлака. При организации производства ВГЦ непосредственно на предприятии дополнительная прибыль от реализации ВГЦ составит 300 – 400 тыс. руб. на 1 т фосфора (стоимость ВГЦ от 38 до 50 тыс. руб./т в зависимости от марки), что полностью окупает затраты на производство фосфора.

4. Для восстановления фосфора может быть использован гранулированный вторичный алюминий, в том числе отходы алюминиевой промышленности, машиностроения (стоимость которых на 30 – 40 % ниже стоимости первичного алюминия).

5. При наличии в фосфорсодержащем сырье легковосстановимых оксидов железа, марганца и других, в качестве попутного товарного продукта может также реализовываться феррофосфор. Таким образом, предлагаемая

технология является практически безотходной.

6. Аллюминотермическое восстановление осуществляется в конструктивно простом герметичном футерованном реакторе при температурах 1600-1700 °С полунепрерывным способом с периодическим сливом из реактора шлака и при необходимости ферросплава. С целью предотвращения конденсации фосфора и обеспечения самопроизвольного протекания аллюминотермической реакции в реакторе шихта подогревается до 300 – 400 °С. Скорости реакций аллюминотермического восстановления чрезвычайно высоки (несколько минут), следовательно, велика и производительность реактора, лимитируемая тепловыми потерями и временем, необходимым для накопления достаточного количества шлака при осуществлении слива без разгерметизации установки. Практически один реактор, работающий на шихте с содержанием 34 % P_2O_5 , с внутренним диаметром ванны 2700 мм и высотой ванны 3900 мм может обеспечить получение в год примерно 9,5 тыс. т фосфора и 73 тыс. т глиноземистого шлака.

7. Для аллюминотермической переработки пригодно фосфорсодержащее сырье с содержанием восстанавливаемых оксидов (P_2O_5 , Fe_2O_3 , Mn_2O_3) более 30 %.

8. Пары фосфора, покидающие реактор, могут без очистки, охлаждения и конденсации сжигаться непосредственно на выходе из печи в реакторах дожигаия. Поскольку в используемой шихте практически отсутствуют углерод, кремнезем и другие пылеобразующие агенты, полученный пентаксид фосфора (P_2O_5) может без очистки конденсироваться из газовой фазы (воздух для дожигаия подается с избытком) и гидратироваться с образованием фосфорной кислоты и солей на ее основе.

9. При целевом направлении фосфора на получение удобрений (суперфосфат, аммофос), разработана новая технология, включающаяся в себя несколько стадий переработки. Печной газ эжектируется в горелку вместе с воздухом и тонкоизмельченным фосфоритовым концентратом (фосмука), в котором содержание P_2O_5 от исходного доводится до необходимого, для получения того или иного вида удобрений за счет обогащения его парами P_2O_5 , полученными при сжигании фосфора. Полученная газовая смесь проходит мокрую газоочистку, газ удаляется, а шлам, представляющий собой гидратированные удобрения, подвергается грануляции, сушке и поступает на реализацию.

10. Осуществление предлагаемого технологического процесса возможно без больших капитальных затрат на строительство предприятий с мощными электропечами, системой энергоснабжения, горячих электрофильтров, конденсаторов.

УДК 621.74

ПЕРСПЕКТИВНОЕ ПРИМЕНЕНИЕ ФИЗИЧЕСКИХ МОДИФИЦИРУЮЩИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

В РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЯХ ПОЛУЧЕНИЯ ЛИТЕЙНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

**ДЕЕВ В.Б., СЕЛЯНИН И.Ф., ЦЕЦОРИНА С.А.,
ПОНОМАРЕВА К.В., АЛХИМОВ В.Н.**

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Алюминиевые сплавы широко применяются для изготовления литых изделий самой разной номенклатуры. На качество алюминиевых сплавов и отливок оказывает влияние множество факторов, которые в целом можно представить в виде трех основных позиций: 1. Используемая при плавке шихта. 2. Технология плавки в конкретном плавильном агрегате (включая порядок загрузки шихтовых материалов, температурные режимы плавки и заливки в литейные формы, обработка расплавов модифицированием, рафинированием и т.д.). 3. Технология литейной формы (способ литья, используемая оснастка и т.д.). Первая и вторая позиция в наибольшей степени могут подвергаться изменениям и соответственно, определять качество литья.

В связи со сложившимися за последние годы социально-экономическими условиями технологии получения алюминиевых сплавов для отливок должны быть ресурсосберегающими. Ресурсосбережение должно развиваться по классическим направлениям. Это – экономия первичных материалов за счет вовлечения в плавку повышенного количества вторичного сырья (при гарантированном получении требуемого уровня механических и эксплуатационных свойств сплавов), энергосбережение, сортировка шихтовых материалов (учет наследственности используемой шихты).

Литейные алюминиевые сплавы должны обладать мелкозернистой структурой и требуемым комплексом свойств. Однако использование повышенного количества вторичного сырья в шихте без надлежащей обработки способствует насыщению расплавов неметаллическими включениями, газами и микронеоднородностями различных размеров и составов, приводит к увеличению содержания в сплавах нежелательных примесей, грубокристаллическому строению структуры, пористости и другим негативным явлениям. Соответственно, возрастает брак литья, снижается уровень требуемых свойств сплавов.

Существуют технологические приемы обработки расплавов на основе вторичного сырья, позволяющих получить в литом состоянии модифицированную структуру, повышенные технологические и механические свойства алюминиевых сплавов.

Способы получения мелкозернистой структуры сплавов весьма разнообразны, основные из них можно представить в виде 4 групп:

1. Применение элементов-модификаторов (примесное модифицирование).
2. Кристаллизационная обработка – охлаждение с повышенными ско-

ростями.

3. Применение микрохолодильников (введение мелкокристаллической шихты для затравок).

4. Физические модифицирующие воздействия.

Физические модифицирующие воздействия (высокотемпературные перегревы, вибрация, ультразвук, электромагнитные воздействия и др.) представляют особый интерес.

Достоинства технологий физических воздействий – не используются дорогостоящие модификаторы, не изменяется химический состав сплава, благоприятная экологическая обстановка, более стабильный модифицирующий эффект по сравнению с примесным модифицированием.

Недостатки – сложность используемых установок для реализации способов физического модифицирования, сложность применения некоторых технологий физического модифицирования для фасонного литья, необходимость оптимизации параметров способов физического модифицирования для сплавов разного состава.

Тем не менее, способы физического модифицирования имеют значительную перспективу в технологиях фасонного литья. Так, из всех физических воздействий интерес представляют электромагнитные воздействия на расплавы [1, 2]. Однако в основном электромагнитные воздействия применяются в металлургии при получении слитков и заготовок. Для фасонного литья практически не используются, что связано с отсутствием специальных устройств и установок.

Также одним из известных способов физического воздействия является температурная обработка расплава, которая в последние годы находит все большее применение при получении литейных алюминиевых сплавов [3, 4, 5]. Проведены масштабные исследования [6, 7, 8] по влиянию температурной обработки (ТВО, ТСО и их разновидностей) на свойства сплавов и отливок в твердом и жидком состояниях. Доказано, что использование температурной обработки при повышенном содержании вторичного сырья (лома, отходов) в шихте позволяет снизить микронеоднородное состояние расплава и оказывает модифицирующее влияние на структуру получаемых сплавов и, соответственно, повышает служебные и механические свойства литых изделий.

В течение ряда лет (1998...2011 гг.) на кафедре литейного производства ФГБОУ ВПО «СибГИУ» разрабатывались и совершенствовались технологии различных физических модифицирующих воздействий на литейные алюминиевые сплавы – ТВО [9], электрический ток при кристаллизации [10], магнитное поле при заливке [11], вибрация при кристаллизации [12], комплексная обработка расплавов ТВО с электрическим током, магнитным полем, вибрацией [9, 13, 14].

Апробация и внедрение разработанных технологий физических модифицирующих воздействий были проведены в период 2001...2011 гг. в условиях нескольких промышленных предприятий Кемеровской области и Ал-

тайского края.

При использовании этих физических модифицирующих воздействий для сплавов АК7ч, АК5М2, АМ5 были получены следующие эффекты – наблюдалось устойчивое повышение механических свойств (σ_B – на 20...35 %; δ – на 40...200 %), уменьшение брака по пористости (до 1–2 баллов), снижение горячеломкости (для сплава АМ5 – в 2,5...3 раза), повышение герметичности (для сплава АК7ч – на 15...25 %), повышение жидкотекучести (на 10...30 %).

Применение разработанных способов физического модифицирования позволило повысить количество вторичного сырья в шихте в ряде случаев (особенно при использовании комплексной обработки с обязательной ТВО расплава) – в среднем – до 70...90 %.

Процесс кристаллизации литейных сплавов в значительной степени определяет качество получаемых из них отливок. Вышерассмотренные эффекты можно связать с изменением характера процесса кристаллизации сплавов, обработанных физическими воздействиями, по сравнению со сплавами без обработки.

Механизм влияния модифицирующих физических воздействий на кристаллизацию металлических расплавов рассмотрим с использованием основных позиций разделительной диффузии компонентов. Известно, что кристаллизация металлических расплавов (состава типа $A - B$) идет за счет разности свободных энергий, задающих кинетику процесса. Разность свободных энергий приводит к возникновению в расплаве градиентов концентраций, что способствует образованию новых фаз и уменьшению энтропии системы. Соответственно, при разделительной диффузии компонентов A и B , происходящей под воздействием разности свободных энергий, вначале возникают градиенты концентраций компонентов A и B , а затем α и β -фаз. Дендритная кристаллизация всегда начинается как фронтальная с поверхности формы в виде дендритов. При большом температурном градиенте dT/dx возникают мощные конвективные потоки, подающие «строительный» материал к фронту кристаллизации; при этом скорость разделительной диффузии максимальна.

Физические модифицирующие воздействия (ТВО, вибрация, ультразвук, электромагнитные поля) на расплавы при плавке, заливке, кристаллизации способствуют их перемешиванию и увеличению турбулизации. В результате в процессе кристаллизации уменьшаются как продольные, так и поперечные температурные и концентрационные градиенты (замедляется скорость разделительной диффузии компонентов), расплав гомогенизируется и увеличивается энтропия системы, то есть – время существования жидкой фазы (увеличивается время кристаллизации расплава в интервале «ликвидус – солидус» и полное время затвердевания сплава). При минимальном температурном градиенте dT/dx конвективные потоки практически отсутствуют; разделительная диффузия замедляется и идет по молекулярному варианту.

Следует отметить, что все физические воздействия при кристаллизации обламывают концы фронтальных дендритов, разрушают зародыши образующихся α и β -фаз, а электромагнитные поля, кроме того, подплавляют зародыши за счет дополнительного разогрева расплава в микрообъемах.

Таким образом, согласно предлагаемому механизму, все физические поля и ТВО гомогенизируют расплавы по концентрации и температуре, увеличивают энтропию системы и устойчивость жидкого состояния. Уменьшение температурных (dT/dx) и концентрационных (dC/dx) градиентов приводит к уменьшению конвективных и концентрационных потоков в расплавах в период кристаллизации от жидкой фазы к фронту кристаллизации или к отдельному зародышу («строительный» материал поступает неориентированно за счет концентрационных и тепловых флуктуаций) и, как следствие, к поверхности литейной формы. Вследствие уменьшения градиентов dT/dx , dC/dx кристаллизация переходит от стадии фронтально-дендритной к стадии объемной с образованием мелкозернистой неориентированно-дендритной структуры. При этом подавляются ликвационные процессы.

Следует отметить, что все физические воздействия на расплавы – вибрация, ультразвук, электромагнитные поля – способствуют гомогенизации расплава, как и термовременная обработка.

Экспериментальные результаты по исследованию термоЭДС и процесса кристаллизации показывают [10, 11, 14], что применение физических воздействий (ТВО, электрический ток при кристаллизации, магнитное поле при заливке) для обработки расплавов состава АК7ч, АК5М2, АМ5 уменьшает температурный интервал кристаллизации (ΔT_{LS}) на 6...11 °С, а комплексная технология обработки расплавов ТВО, магнитным полем или электрическим током – на 8...15 °С. Было выявлено увеличение полного времени затвердевания сплавов τ_{Π} (которое отсчитывается от температуры заливки до окончания «стояния» температуры «солидус») после обработки расплавов каким-либо одним физическим воздействием (ТВО или электрическим током, или магнитным полем) в сравнении с исходным в 1,11...1,16 раз, после комплексной обработки ТВО и магнитным полем или электрическим током – в 1,19...1,28 раз.

Изменения параметров кристаллизации рассматриваемых сплавов способствуют формированию мелкозернистой структуры последних, что было подтверждено металлографическими исследованиями. Следует заметить, что τ_{Π} увеличивается при любом модифицирующем воздействии на расплавы. Увеличению τ_{Π} сплава способствует рост времени кристаллизации в интервале «ликвидус – солидус» (при этом ΔT_{LS} сужался по величине). Время кристаллизации модифицированного сплава увеличивается за счет уменьшения конвективной теплопроводности, повышения вязкости кристаллизующегося расплава.

Таким образом, физические модифицирующие воздействия на расплавы приводят при кристаллизации к торможению разделительной диффу-

зии компонентов расплава, которая способствует увеличению времени кристаллизации (и соответственно, полного времени затвердевания сплавов), изменению характера кристаллизации на объемный, и измельчению структурных составляющих в сплавах.

Таким образом, проведенные исследования свидетельствуют о перспективе применения технологий физических модифицирующих воздействий при получении литейных алюминиевых сплавов и отливок из них.

Библиографический список

1. Специальные способы литья: справочник / В.А. Ефимов, Г.А. Анисович, В.Н. Бабич и др.; под общ. ред. В.А. Ефимова. – М.: Машиностроение, 1991. – 736 с.
2. Тимченко С.Л. Влияние электрического тока на кристаллизацию алюминиевого сплава / С.Л. Тимченко, Н.А. Задорожный // Литейное производство. 2005. № 9. С. 12, 13.
3. Ершов Г.С. Высокопрочные алюминиевые сплавы на основе вторичного сырья / Г.С. Ершов, Ю.Б. Бычков. – М.: Металлургия, 1979. – 192 с.
4. Влияние качества шихты и термической обработки расплавов на свойства силуминов / Г.Г. Крушенко, В.И. Никитин, В.И. Шпаков, С.И. Торшилова // Свойства сплавов в отливках: Труды XVII совещания по теории литейных процессов. – М.: Наука, 1975. С. 137–140.
5. Коржавина О.А. Вязкость и электросопротивление расплавов Al – Si и влияние их структурного состояния на строение литого металла / О.А. Коржавина, И.Г. Бродова, В.И. Никитин и др. // Расплавы. 1991. № 1. С. 10–17.
6. Явления структурной наследственности с точки зрения коллоидной модели микронеоднородного строения металлических расплавов / П.С. Попель, О.А. Чикова, И.Г. Бродова, В.В. Макеев // Цветные металлы. 1992. № 9. С. 54–56.
7. Исходные расплавы как основа формирования структуры и свойств алюминиевых сплавов / И.Г. Бродова, П.С. Попель, Н.М. Барбин, Н.А. Ватолин. – Екатеринбург: КрО РАН, 2005. – 370 с.
8. Попель П.С. О возможности воздействия на наследственную микрогетерогенность расплавов / П.С. Попель, О.А. Чикова, И.Г. Бродова // Металлургия машиностроения. 2010. № 2. С. 12–15.
9. Деев В.Б. Получение герметичных алюминиевых сплавов из вторичных материалов / В.Б. Деев // Монография. – М.: Флинта: Наука, 2006. – 218 с.
10. Башмакова Н.В. Исследование влияния электрического тока на свойства алюминиевых сплавов с повышенным содержанием железа. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2007. 18 с.
11. Цецорина С.А. Исследование влияния магнитного поля на свойства литейных алюминиевых сплавов и разработка ресурсосберегающей технологии их получения. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2008. 19 с.

12. Морин С.В. Комплексное исследование вибрационного воздействия на кристаллизацию и свойства отливок из алюминиевых сплавов. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2005. 22 с.
 13. Деев В.Б. Влияние температурной обработки и электрического тока на свойства алюминиевых сплавов / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, Н.В. Башмакова и др. // Заготовительные производства в машиностроении. 2008. № 4. С. 50–53.
 14. Деев В.Б. Обработка металлических расплавов перегревом / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, О.Г. Приходько // Монография. – Новокузнецк: СибГИУ, 2010. – 192 с.
- УДК 669.18.046

**РАЗРАБОТКА ТЕОРИИ И КОМПЛЕКСНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ
УПРОЧНЕНИЯ ДЕТАЛЕЙ МАШИН И МЕХАНИЗМОВ
ТЕПЛОСТОЙКИМИ СТАЛЯМИ ВЫСОКОЙ ТВЕРДОСТИ С
ПРИМЕНЕНИЕМ ПЛАЗМЕННОЙ НАПЛАВКИ**

МАЛУШИН Н.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В докладе Б.Е. Патона на Международной конференции «Сварка и родственные процессы – в XXI век» [1, 2] дана характеристика современного состояния и намечены перспективы развития сварочной науки, техники и технологии. Говоря о роли и значении сварки, он отметил, что: «На пороге третьего тысячелетия сварка является одним из ведущих технологических процессов создания материальной основы современной цивилизации. Более половины валового национального продукта промышленно развитых стран создается с помощью сварки и родственных технологий. До 2/3 мирового потребления стального проката идет на производство сварных конструкций и сооружений. В различных странах мира в сварочном производстве заняты не менее 5 млн. человек, из них 70 – 80 % на электродуговых процессах.» Говоря об объемах услуг, оказываемых с применением сварки и родственных процессов, Б.Е. Патон оценил их в сумму не менее 40 млрд. долларов, из них около 70 % составляют сварочные материалы и около 30 % – сварочное оборудование (рисунок 1).

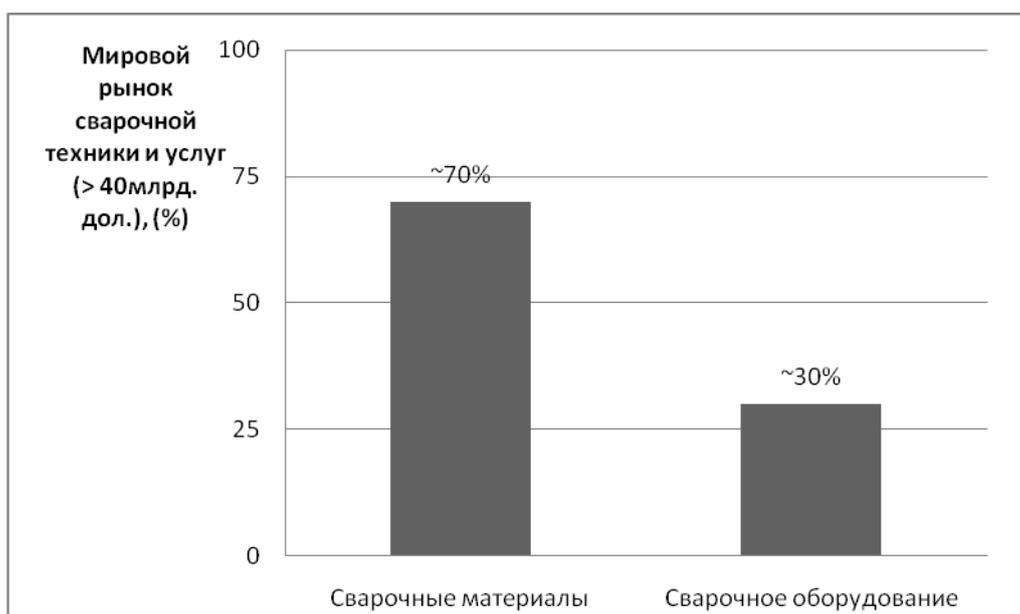


Рисунок 1 – Объем сварочных материалов на мировом рынке сварочной техники и услуг

Большое количество деталей машин и механизмов металлургического оборудования выходит из строя в процессе эксплуатации вследствие истирания, ударных нагрузок, эрозии и т. д. Современная наука и техника располагают различными методами восстановления и упрочнения деталей для повышения срока их службы. Одним из методов восстановления и упрочнения деталей машин и механизмов является наплавка. Наплавка – это нанесение слоя металла на поверхность заготовки или изделия способами сварки плавлением. Различают наплавку восстановительную и изготовительную.

В своем докладе Б.Е. Патон высоко оценил роль и значение наплавки в сварочном производстве отметив, что: «Можно привести немало примеров использования способов сварки плавлением для получения особо износостойких изделий. Это направление в дальнейшем получит должное развитие. Здесь существует очень большое поле для деятельности главным образом в материаловедческом плане. А также в поиске наиболее эффективных технологий получения в наплавленном слое интерметаллидных и других особо твердых включений в прочной и пластичной матрице. Для тонких наплавки найдут применение микроплазма и лазерное излучение. Дальнейшее совершенствование технологии наплавки, в первую очередь, необходимо для ремонта множества деталей машин и механизмов, подвергающихся абразивному износу» [1, 2].

Оценивая объемы наплавочных работ в сварочном производстве как долю материалов, производимых и применяемых для наплавки, в общем объеме сварочных материалов, он отметил, что: «Наплавка является одной из важнейших составных частей сварочного производства – из общего объема сварочных материалов для наплавки используется 8...10 % электродов и

сплошных проволок, до 30 % порошковых проволок, практически все спеченные и порошковые ленты. В общих объемах наплавочных работ весьма велика доля восстановительной наплавки – 75 – 80 %. Доминируют в наплавочных работах дуговые способы наплавки. Обобщение публикаций за последние годы позволяет сделать вывод о важности расширения сферы применения изготовительной наплавки. Она позволяет многократно увеличивать срок службы быстроизнашивающихся и тяжелонагруженных деталей, избавляет промышленность от производства большого количества запасных частей, повышает надежность и работоспособность машин и механизмов». Роль и значение наплавки наглядно иллюстрируют рисунки 2 и 3.

Все проблемы, связанные с наплавкой и очерченные в докладе Б.Е. Патона, непосредственно касаются и наплавки деталей машин и механизмов металлургического оборудования, где также высока доля восстановительной наплавки, недостаточно эффективно используется высоколегированный наплавленный металл, не полностью решены вопросы получения качественного наплавленного слоя, без трещин, пор и других дефектов.

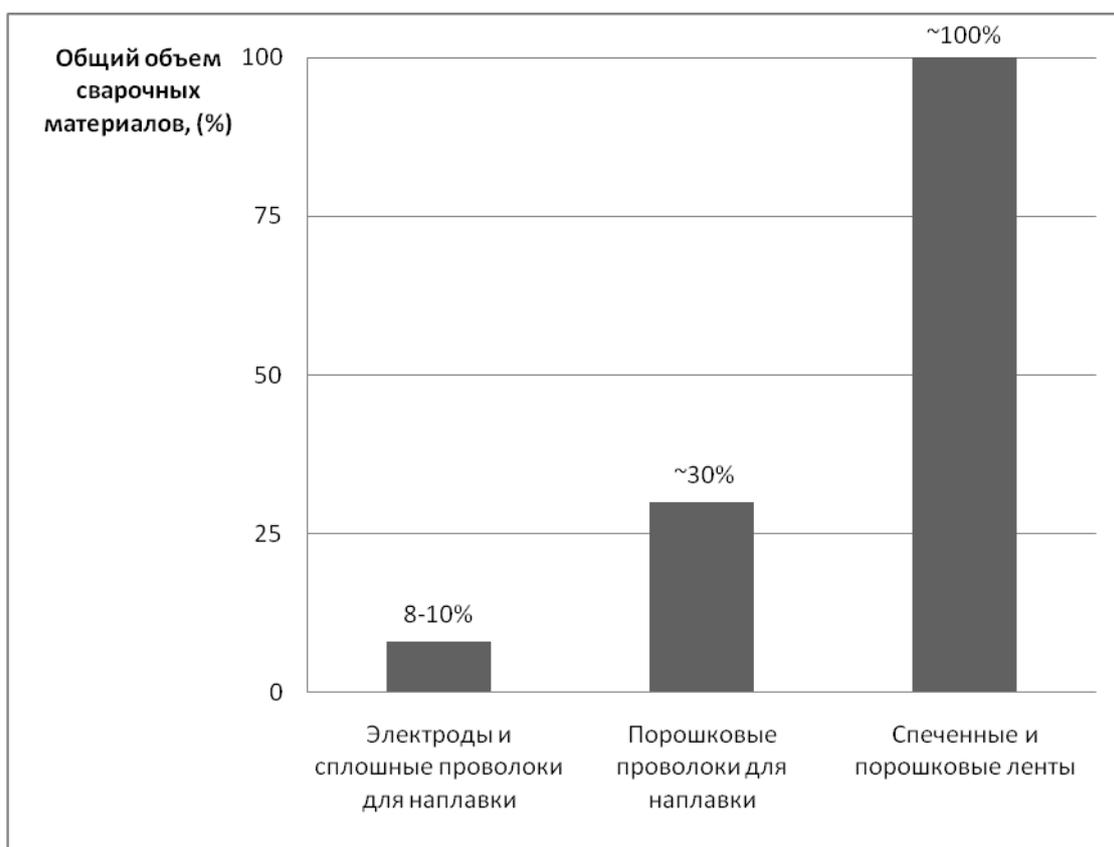


Рисунок 2 – Объем наплавочных материалов в общем объеме сварочных материалов

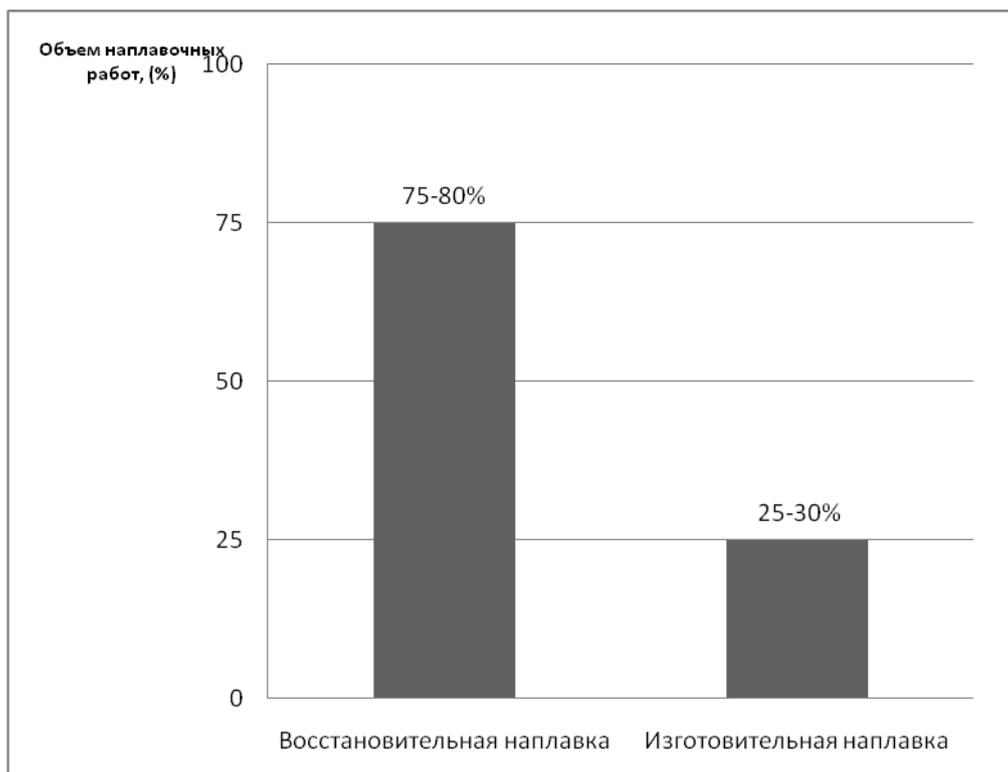


Рисунок 3 – Доля изготовительной наплавки в общем объеме наплавочных работ

На кафедре металлургии и технологии сварочного производства (МиТСП) Сибирского государственного индустриального университета (СибГИУ) в течение ряда лет при непосредственном участии автора настоящей статьи проводились исследования, направленные на решение проблемы повышения качества и долговечности наплавленных деталей машин и механизмов металлургического оборудования путем их изготовления с применением плазменной наплавки активного рабочего слоя теплостойкими сталями высокой твердости. Обобщением результатов работ в этом направлении является комплексное решение проблемы обеспечения качества наплавленных деталей на основе причинно-следственной диаграммы Исикавы с применением системного и процессного подходов к менеджменту качества, изложенных в международных стандартах ИСО 9000:2008 [3].

Системный подход позволяет выявить и разработать систему взаимосвязанных процессов, влияющих на достижение заданной цели и понять взаимосвязи между процессами системы. Применение процессного подхода позволяет более эффективно достигать желаемого результата, приводит к снижению затрат, предотвращению ошибок, контролю за отклонениями, сокращению времени изготовления продукции и более предсказуемым выходам. Предлагается при рассмотрении причинно-следственной диаграммы факторные показатели рассматривать как систему взаимосвязанных процессов, а результат выполнения этих процессов как систему основных показателей качества продукции. Применяя классификацию процессов по уровню

подробности рассмотрения, будем их классифицировать как:

- процессы верхнего уровня;
- детальные процессы;
- элементарные процессы (операции, не требующие более детального описания).

Причинно-следственная диаграмма, построенная на примере изготовления качественных наплавленных прокатных валков, как одних из наиболее ответственных деталей металлургического оборудования, от надежности и работоспособности которых в целом зависит производительность и качество выпускаемой продукции, показана на рисунке 4.

Как видно из представленной диаграммы, для обеспечения требуемого конечного результата при изготовлении наплавленных деталей с применением плазменной наплавки, необходимо решить ряд теоретических и практических задач, связанных в первую очередь с процессами верхнего уровня: предотвращением образования холодных трещин, эффективным использованием свойств высоколегированного наплавленного металла, разработать качественные наплавочные материалы, разработать надежное и высокопроизводительное оборудование, необходимую оснастку и приспособления, методы контроля и измерения, а также разработать системы мотивации и обучения персонала [6].

Статистическая обработка стойкости прокатных валков, изготовленных по традиционной технологии с применением закалки и отпуска, показала, что наиболее существенным фактором, влияющим на конечный результат (твердость наплавленного металла, отсутствие в нем дефектов, оптимальное напряженное состояние, высокая износостойкость) является метод (технология изготовления).

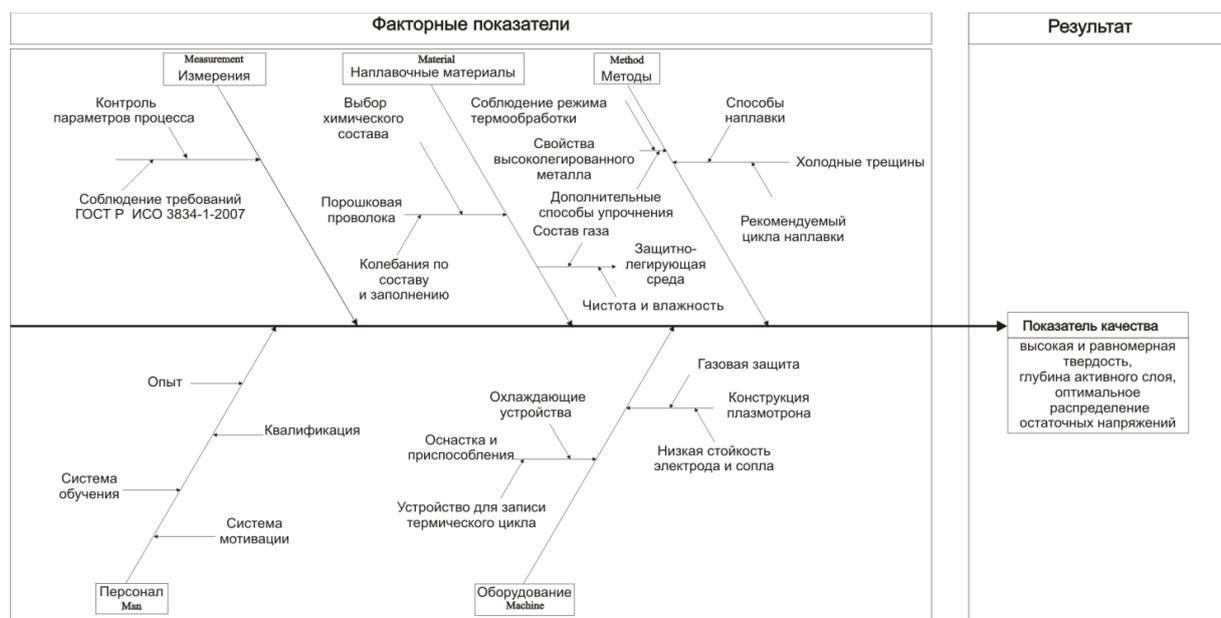


Рисунок 4 – Причинно-следственная диаграмма обеспечения качества наплавленных деталей

При выборе результативного показателя, определяющего качество изготовления наплавленного прокатного валка, следует руководствоваться в основном условиями их эксплуатации. Рабочие валки холодной прокатки в процессе эксплуатации подвергаются значительным статическим и динамическим нагрузкам. Материал рабочих валков и технология их изготовления должны обеспечивать соответствие требованиям ГОСТ 3541-74: твердость бочек 95-102 HSD и шеек 30-55 HSD; глубина активного слоя должна составлять не менее 5% радиуса бочки; валки должны иметь высокую износостойкость; высокое качество поверхности после обработки (валки перед эксплуатацией полируют, поэтому на поверхности недопустимы любые дефекты - мелкие трещины и единичные поры); оптимальное распределение и минимальную величину остаточных напряжений по всему сечению валка. При выборе результативного показателя качества следует учитывать также общие положения ГОСТ Р ИСО 3834-1-2007 «Требования к качеству выполнения сварки плавлением металлических материалов. Часть 1. Критерии выбора соответствующего уровня требований».

Как видно из диаграммы, для обеспечения качественной наплавки теплостойкими сталями высокой твердости, прежде всего, необходимо решить проблему предотвращения холодных трещин, разработав для этого новые способы наплавки, обеспечивающие определенный термический цикл. Теплостойкие стали типа P18, P6M5, P2M8 обладают неудовлетворительной свариваемостью, поэтому для предотвращения образования холодных трещин традиционная технология наплавки предусматривает обязательное применение высокотемпературного предварительного и сопутствующего подогрева ($T_{\text{под}} = 400 - 700 \text{ }^{\circ}\text{C}$) и замедленного охлаждения изделия. При этом происходит образование пластичных продуктов распада аустенита, обладающих низкой твердостью и износостойкостью, что вызывает необходимость проведения сложной термической обработки.

В разработанных на кафедре МиТСП СибГИУ способах наплавки теплостойких сталей высокой твердости для предотвращения образования холодных трещин предложено использовать эффект кинетической пластичности («сверхпластичности»). Проявление эффекта кинетической пластичности в процессе мартенситного или бейнитного превращения было отмечено при исследованиях свойств наплавленного теплостойкими сталями высокой твердости металла на установках тепловой микроскопии типа ИМАШ.

Результаты исследования показали, что в инструментальных закаливаемых сталях наблюдается эффект повышенной пластичности в момент протекания мартенситного превращения [4]. Методика проведения исследований и образец для высокотемпературных исследований защищены А.с. СССР № 1670491.

Особенностью предложенных способов наплавки является применение низкотемпературного предварительного и сопутствующего подогрева ($T_{\text{под}} = 150 - 200 \text{ }^{\circ}\text{C}$). Для получения наплавленного металла с низкой склонностью

к образованию трещин регулируется уровень временных напряжений в процессе наплавки путем их частичной релаксации за счет проявления эффекта кинетической пластичности в момент протекания мартенситного или бейнитного превращений. Особенность предлагаемого цикла наплавки заключается в трех его стадиях. Первая обеспечивает ограниченное время нагрева и повышенную скорость охлаждения в области высоких температур, предотвращает рост зерна и распад аустенита с образованием равновесных низкопрочных структур. Она может быть реализована применением высококонцентрированных источников нагрева (например, сжатой дугой) и сопутствующего охлаждения. Вторая стадия термического цикла обеспечивает нахождение наплавленного металла в аустенитном состоянии при выполнении всех слоев в процессе наплавки. Это достигается применением подогрева с $T_{\text{под}} = M_n + (50 - 100 \text{ }^\circ\text{C})$. Для получения наплавленного металла с низкой склонностью к образованию трещин регулируется уровень временных напряжений в процессе наплавки на третьей стадии термического цикла путем временного снижения $T_{\text{под}}$ ниже температуры M_n . При этом временные напряжения снижаются за счет частичной релаксации в момент протекания мартенситного или бейнитного превращений. Это позволяет получить наплавленный металл в закаленном состоянии с низким уровнем остаточных напряжений. Способы многослойной наплавки защищены А.с. СССР № 627717 и А. с. СССР №1478523.

Выбор плазменной наплавки как способа нанесения износостойких покрытий с целью изготовления новых и восстановления изношенных деталей объясняется рядом преимуществ перед другими способами наплавки: такими, как, высокая производительность, широкая возможность легирования наплавленного металла, возможность применения различных наплавочных металлов. Особенностью сжатой дуги, как источника тепла, является то, что ее тепловые и газодинамические характеристики могут легко регулироваться в широких пределах. Использование сжатой дуги обратной полярности позволяет устранить трудоемкие, усложняющие технологический процесс наплавки операции по предварительной очистке поверхности изделия. Очистка наплавляемой поверхности от загрязнений происходит в этом случае непосредственно в процессе наплавки за счет эффекта катодного распыления, чем обеспечиваются необходимые условия смачиваемости поверхности изделия наплавляемым металлом и бездефектное формирование наплавленного слоя. При плазменной наплавке на обратной полярности достигается также меньшее разбавление наплавляемого металла основным [5].

Наиболее эффективно для решения ряда технологических задач при наплавке тел вращения (роликов, прокатных валков, валов) применение процесса плазменной наплавки на обратной полярности в защитно-легирующей среде азота с нетоковедущей присадочной порошковой проволокой.

Использование азота в качестве защитного газа по сравнению с аргонным позволяет не только снизить затраты на наплавку, но и эффективно легировать наплавленный металл азотом из газовой фазы непосредственно в

процессе наплавки, что существенно повышает его твердость и износостойкость. Предотвращение образования пор в наплавленном металле достигается введением в порошковую проволоку элементов, имеющих большее сродство к азоту и связывающих его в стойкие нитриды.

Улучшить свойства наплавленного высоколегированного металла, а также обеспечить благоприятное напряженное состояние позволяет применение дополнительно после наплавки высокотемпературного отпуска. Так, твердость металла после наплавки составляет HRC 52-57, а после отпуска на вторичную твердость достигает HRC 62-64, что соответствует 95-102 HSD. Применяв дополнительно после наплавки ультразвуковую поверхностную упрочняющую обработку (УПУО) и азотирование, можно повысить твердость до HRC 64-66. Резервы повышения качества деталей, наплавленных теплостойкими сталями высокой твердости, заложены также в процессе их эксплуатации путем применения дополнительного высокотемпературного отпуска.

Применение высокотемпературного отпуска в процессе эксплуатации наплавленных валков холодной прокатки приводит пластически деформированный металл в более устойчивое структурное состояние, к тому же за счет явления рекристаллизации полностью снимается наклеп зоны сплавления основного металла с наплавленным и восстанавливается его усталостная прочность до первоначальных значений. При этом стойкость валков возрастает. Способ восстановления эксплуатационных свойств валков станов холодной прокатки защищен А.с. СССР №11866663.

Достаточно важными факторами, влияющими на качество, как видно из диаграммы причинно-следственных связей, являются машины и материалы. Повышение качества наплавленного металла возможно лишь при разработке и применении новых более качественных материалов, совершенствовании и разработке наплавочного оборудования.

Для плазменной наплавки в защитно-легирующей среде азота сотрудниками кафедры МиТСП с участием автора разработаны порошковые проволоки, обеспечивающие широкую гамму химических составов и эксплуатационных свойств наплавленного металла А.с. СССР №632139, А.с. СССР №623486, А.с. СССР № 63581, А.с. СССР № 733213 и А.с. СССР № 1029515. Для устранения пористости в состав сердечника порошковой проволоки с шихтой из мелкодисперсных чистых порошков, введен алюминий, связывающий избыточный азот в нерастворимые в жидком металле соединения. Для уменьшения склонности к порообразованию, вызванному водородом, в состав сердечника порошковой проволоки дополнительно предложено вводить кремнефтористый или алюмофтористый натрий (Na_2SiF_6 , Na_3AlF_6), связывающие водород в соединение [HF].

Разработанные порошковые проволоки обеспечивают получение наплавленного металла типа теплостойких сталей высокой твердости таких как, P18, P6M5 и P2M8. Порошковые проволоки предназначены для плазменной наплавки в защитно-легирующей среде азота с целью восстановле-

ния и упрочнения быстроизнашивающихся деталей оборудования и металлообрабатывающего инструмента, когда требуется особенно высокая твердость и износостойкость рабочих поверхностей.

При анализе работы наплавочного оборудования было выявлено, что существенно влияют на качество наплавленного металла и работоспособность оборудования устройства для создания сжатой дуги – плазмотроны. Для решения этой проблемы были разработаны надежные в работе, высокопроизводительные и компактные плазмотроны. Разработанные новые устройства для измерения и записи термического цикла, а также для охлаждения наплаваемых деталей позволили в процессе наплавки корректировать параметры режима наплавки для обеспечения предложенных термических циклов (А.с. СССР № 120086678). На кафедре металлургии и технологии сварочного производства СибГИУ была разработана и успешно применяется установка для плазменной наплавки деталей металлургического оборудования (прокатных валков и роликов), скомпонованная из серийно выпускаемого оборудования. Для плазменной наплавки нетоковедущей порошковой проволокой была использована установка, состоящая из манипулятора, задней бабки, модернизированного аппарата А-384 и пульта управления. Источником питания служит выпрямитель аппарата АПР-401У4. В качестве плазмотрона использован плазмотрон, разработанный сотрудниками кафедры и успешно зарекомендовавший себя в эксплуатации [5].

В обеспечении качества наплавленных деталей многое определяется человеческим фактором. От человека, его отношения к выполняемой работе, его квалификации, мотивации к качественному труду непосредственным образом зависит внедрение любой достаточно сложной технологии. Для решения этого направления в улучшении качества использовались современные методы обучения и мотивации персонала.

Для измерения качества наплавленного металла (пятый фактор) предложено применять такие методы неразрушающего контроля качества сварных соединений, как внешний осмотр и измерение, ультразвуковой метод контроля, методы механических испытаний металлов измерением твердости, металлографические методы и методы температурной микроскопии.

Теоретические подходы, изложенные в разработанной модели обеспечения качества наплавленных деталей, и результаты экспериментальных исследований были реализованы нами при разработке нового технологического процесса изготовления наплавленных рабочих валков холодной прокатки. Схема технологического процесса изготовления наплавленных рабочих валков холодной прокатки с применением комплексных технологий представлена на рисунке 5.

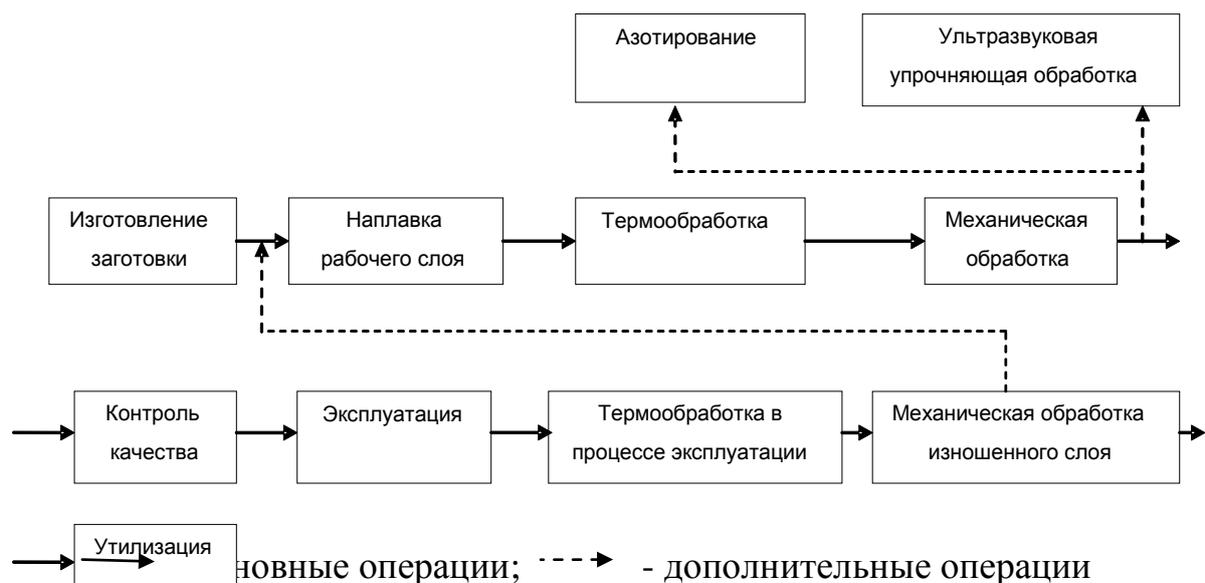


Рисунок 5 – Технологическая схема изготовительной наплавки с применением комплексных технологий упрочнения

Основными операциями предлагаемого технологического процесса являются: изготовление заготовки под наплавку из низколегированной стали типа стали 30ХГСА; плазменная наплавка активного рабочего слоя теплоустойчивыми сталями высокой твердости; термическая обработка наплавленных деталей в виде 3-4-х кратного отпуска при температуре 560 °С; окончательная механическая обработка; контроль качества; эксплуатация и при необходимости дополнительная термообработка для восстановления усталостной прочности в процессе эксплуатации; удаление изношенного слоя и при возможности повторная наплавка; утилизация при невозможности повторной наплавки. При необходимости возможны дополнительные операции в виде азотирования и ультразвуковой упрочняющей обработки наплавленного слоя [6,7].

По предложенной схеме реализована и прошла промышленные испытания технология изготовления рабочих валков холодной прокатки с применением плазменной наплавки. Опытно-промышленные партии наплавленных деталей при испытаниях на предприятиях Санкт-Петербурга, Новосибирска, Новокузнецка показали повышенную (в 1,5 – 2,0 раза выше по сравнению с серийными валками) износостойкость.

Повышение износостойкости наплавленных валков можно объяснить наличием в структуре мелкодисперсных карбидов M_6C , MC и сжимающих напряжений поверхностном слое.

Выводы. На основе проведенных теоретических и экспериментальных исследований на основе комплексного подхода с использованием графического метода анализа причинно-следственных связей решена проблемы повышения качества и долговечности наплавленных деталей машин и механизмов металлургического оборудования (на примере прокатных валков) с

использованием комплексных технологий упрочнения, включая плазменную наплавку.

Библиографический список

1. Патон Б.Е. Проблемы сварки на рубеже веков // Сварщик.1999. № 1 С. 2-3.
2. Фролов В.А. Сварка. Введение в специальность: Учеб. пособие для вузов/ В.А. Фролов, В.В. Пешков, А.Б. Коломенский, В.А. Казаков. – М.: Интернет Инжиниринг, 2004. – 296 с.: ил.
3. Исикава К. Японские методы управления качеством: сокр. пер. с англ. / К. Исикава. – М.: Экономика, 1988. – 215 с.
4. Геллер Ю.А. Инструментальные стали / Ю.А. Геллер. - М.: Metallurgy, 1975. – 584 с.
5. Малушин Н.Н. Плазменная наплавка: Учеб. пособие для вузов / Н.Н.Малушин, В.А. Терентьев. - Новокузнецк: СибГГМА. - 1997.-80 с.
6. Малушин Н.Н. Комплексный подход к решению проблемы повышения качества наплавленных деталей металлургического оборудования. - Вестник Горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии: Сб. науч. трудов. – Москва – Новокузнецк: 2011. – Вып. 27, - с. 174 – 179.
7. Малушин Н.Н. Повышение качества и долговечности рабочих валков станов холодной прокатки плазменной наплавкой теплостойкими сталями.- Технологии ремонта, восстановления и упрочнения деталей машин, механизмов, оборудования, инструмента и технологической оснастки от нано до макроуровня. В 2 ч. Ч. 1: материалы 13-й Международной научно-практич. конф. СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2011. – С. 203-209

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 669.18.046.517-982

ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ СОВРЕМЕННОЙ МНЛЗ¹

Протопопов Е.В., Фейлер С.В., Леонидов А.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк*

Эффективность процесса производства стали проявляется на стадии непрерывной разливки, так как управление формированием заготовки позволяет реализовать положительные результаты, достигнутые на предыдущих этапах производства и обеспечить получение высококачественной конечной продукции – стального проката.

В настоящее время невозможно добиться успеха в реализации продукции при условии, что она не соответствует установленным государством или международными организациями стандартам. Стандарты служат мерой качества, эталоном, регламентирующим количественные показатели основных свойств, совокупность которых позволяет установить соответствие продукции основному назначению [1].

В решении задачи повышения качества непрерывнолитой заготовки, определенная роль отводится промежуточному ковшу, основной задачей которого является обеспечение постоянного напора металла, поступающего в кристаллизатор, снабжение и распределение жидкой стали между кристаллизаторами машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) с постоянной скоростью. Возросшие требования к качеству металла вывели промежуточный ковш в самостоятельный агрегат, в котором можно осуществлять различные операции, такие как удаление неметаллических включений, легирование стали, модифицирование неметаллических включений, гомогенизацию металла по химическому составу и температуре и др.

В настоящее время внутренний объем 60-т промежуточного ковша слябовой МНЛЗ ККЦ-2 ОАО «ЗСМК» представляет собой единую ванну. Такая конструкция не удовлетворяет современным требованиям к качеству металла, особенно по содержанию неметаллических включений.

Для уменьшения содержания неметаллических включений необходимо создание гидродинамических условий в промежуточном ковше, способст-

¹ Работа выполнена при финансовой поддержке аналитической ведомственной целевой программы Рособразования 2.1.2/12358.

вующих их всплыванию и ассимиляции покровным шлаковым расплавом, что требует оптимизации параметров течения металла.

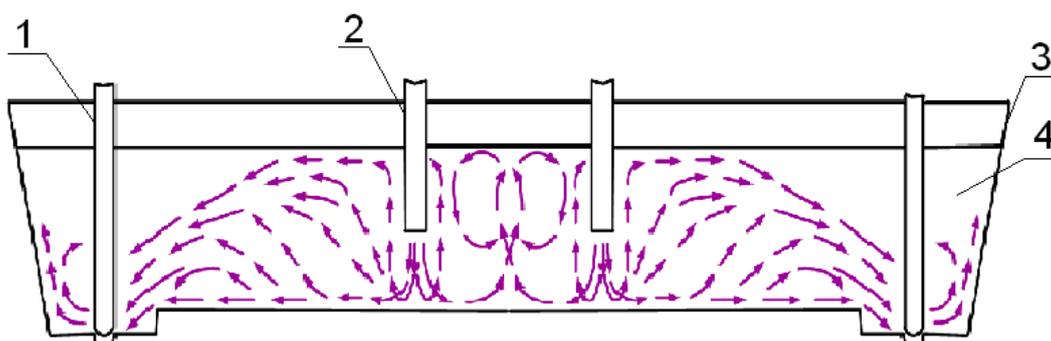
Широко известны способы организации движения металла в промежуточном ковше при использовании различных порогов и перегородок [2, 3]. Однако, прямой перенос таких технических решений на промежуточный ковш другой геометрии, без изучения гидродинамических процессов движения металла, как правило, не приводит к положительным результатам.

С целью совершенствования конструкции и оптимизации движения потоков металла в промежуточном ковше слябовой МНЛЗ ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» методами физического моделирования выполнены исследования гидродинамики металла в промежуточном ковше различного конструктивного исполнения.

Исследования проводили для условий разливки слябовой заготовки сечением 200×1250 мм со скоростью 1,3 м/мин при различных вариантах конструкции промежуточного ковша. При этом для визуализации потоков моделирующей жидкости использовали водный раствор перманганата калия.

Оценку эффективности конструктивных решений осуществляли по следующим показателям: минимальное время перемещения металла в промежуточном ковше, объём застойных зон, площадь активного взаимодействия потока металла со шлаковым расплавом.

На первом этапе исследования изучен характер движения потоков в промежуточном ковше с единой ванной (рисунок 1). В данном варианте очевидны недостатки такой конструкции, при этом характерными являются: большой объём неперемешиваемого металла при установившемся течении, наличие укороченных путей от защитных труб до разливочных стаканов и недостаточная площадь взаимодействия металла со шлаковым расплавом, не позволяющая в полной мере использовать его рафинирующий потенциал шлака.

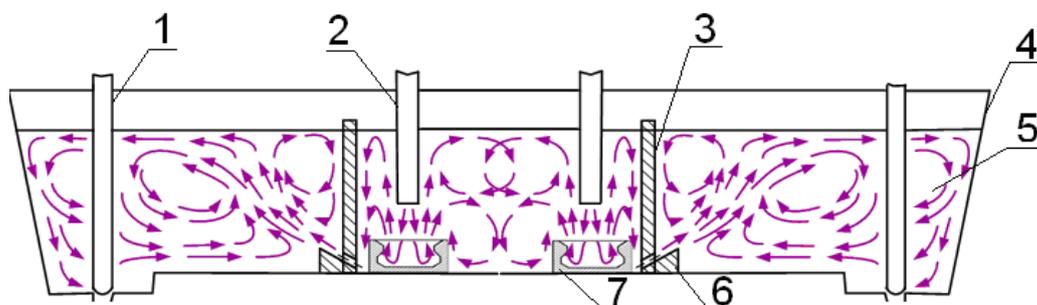


1 – стопор; 2 – защитная труба; 3 – промежуточный ковш;
4 – металлический расплав

Рисунок 1 – Схема распространения потоков металла
в промежуточном ковше с единой ванной

Дальнейшее исследование проводилось при разделении промежуточного ковша на 3 камеры (приемную и 2 разливочные) полнопрофильными

перегородками с направляющими к зеркалу металла круглыми отверстиями и использованием огнеупорных изделий для приема струи металла – «турбостоп» (рисунок 2). При таком варианте металл активно циркулирует в приемной камере и через отверстия поступает в разливочные камеры.



- 1 – стопор; 2 – защитная труба; 3 – полнопрофильная перегородка;
 4 – промежуточный ковш; 5 – металлический расплав;
 6 – примыкающий порог; 7 – турбостоп

Рисунок 2 – Схема распространения моделирующей жидкости в промежуточном ковше с турбостопами и перегородками с примыкающими к ним порогами

Как установлено, при наполнении промежуточного ковша, приёмная камера заполняется быстрее разливочных. Из-за перепада уровней жидкости в камерах, металл из отверстий перегородок поступает в разливочные камеры отдельными обособленными струями. Каждая такая струя, попадая на шлаковый расплав, затягивает его вглубь металла, дробит на мелкие капли, распределяя их по объёму разливочной камеры. Для решения этой проблемы были сконструированы и опробованы примыкающие к перегородкам пороги различных конфигураций. Лучшие результаты показал вариант конструкции, когда используется порог трапецевидальной формы (рисунок 3). При такой конструкции во время наполнения промежуточного ковша струи металла, стекают со стенки порога, поэтому не происходит сильного дробления шлакового расплава на мелкие частицы. Вместо этого шлак порциями затягивается вглубь металла, а затем быстро всплывает.

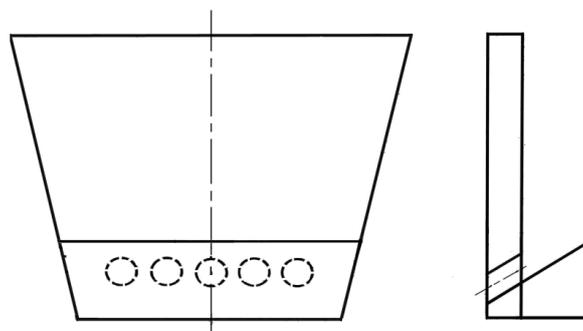
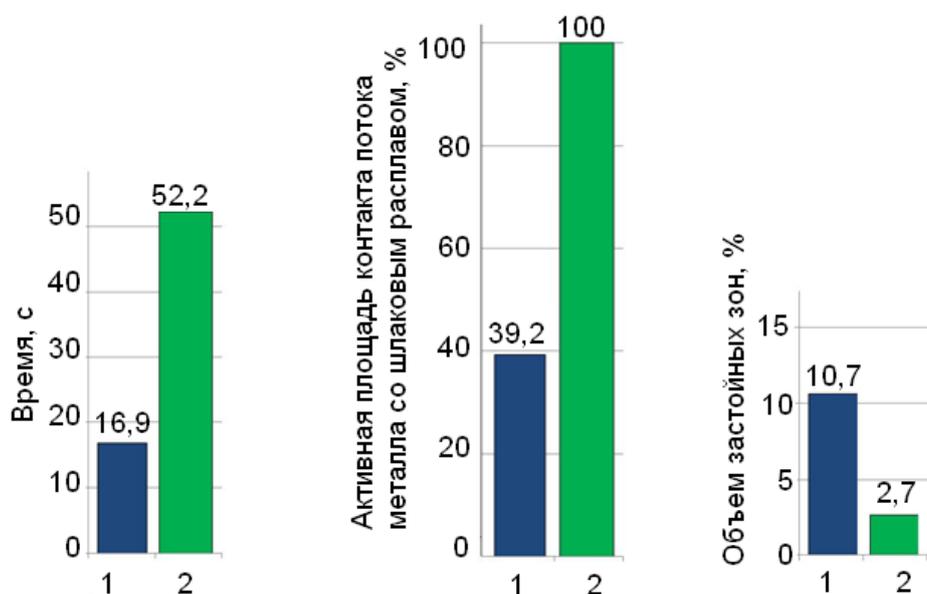


Рисунок 3 – Конструкция перегородки с примыкающим порогом

Проведённые эксперименты позволили подтвердить значительное влияние характера движения металла в промежуточном ковше при изменении его конструкции.

В данном случае все исследуемые показатели эффективности разработанной конструкции промежуточного ковша улучшились. Для реальных условий минимальное время передвижения порции металла от защитных труб до разливочных стаканов возросло с 36 до 110 секунд, по сравнению с промежуточным ковшом базовой конструкции. Активная площадь контакта металла со шлаковым расплавом увеличилась с 39,2 % до 100 %. Объём застойных зон сократился с 10,7 до 2,7 (рисунок 4).



1 – базовая конструкция промежуточного ковша; 2 – конструкция промежуточного ковша с использованием полнопрофильных перегородок с примыкающими порогами и турбостопов

Рисунок 4 – Изменение показателей эффективности конструкций промежуточного ковша

Проведённое исследование позволило оптимизировать конструкцию промежуточного ковша путём использования полнопрофильных перегородок и турбостопов. При этом была разработана конструкция примыкающих к перегородкам порогов, обеспечивающих организацию рационального движения металла в разливочных камерах промежуточного ковша, эффективную работу всей поверхности шлакового расплава, уменьшение застойных зон и эффективное перемешивание металлического расплава.

Библиографический список

1. Смирнов А.Н. Процессы непрерывной разливки: Монография / А.Н. Смирнов, В.Н. Пилюшенко, А.А. Минаев [и др.] – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 536 с.

2. Hiroyuki Tanak Ouantitative analysis of contamination of molten steel in tundish / T. Hiroyuki, R. Nishihara, I. Kitagawa // ISIJ International. - 1993. - № 12. - p. 1238 – 1243.
3. Zhonghua Wu Modeling of flow behavior in tundishes: effect of geometric modifications / W. Zhonghua, S. Mujumdar // Mathematical Modeling of Industrial Transport Processes. – 2010. - № 7. - p.161 – 172.

УДК 669.184

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРОДУВКИ АЗОТОМ ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКЕ НА КАЧЕСТВО КОНСТРУКЦИОННОЙ СТАЛИ В УСЛОВИЯХ ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»

УМАНСКИЙ А.А., ЛЕОНИДОВ А.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет»,
г. Новокузнецк*

Известно, что азот оказывает отрицательное влияние на качество стали. Повышение концентрации азота приводит к снижению пластичности стальных слитков и заготовок при их деформации в процессе прокатки, что способствует возникновению на поверхности проката дефектов в виде трещин или рванин.

Проблема повышения качества поверхности особенно актуальна для проката из конструкционных сталей по ГОСТ 10702, предназначенного для глубокой проработки. Так на ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» при производстве заготовок из конструкционных сталей по ГОСТ 10702 выход годного не превышает 80 – 85 %, что, прежде всего, связано с высоким уровнем отбраковки из-за наличия поверхностных дефектов.

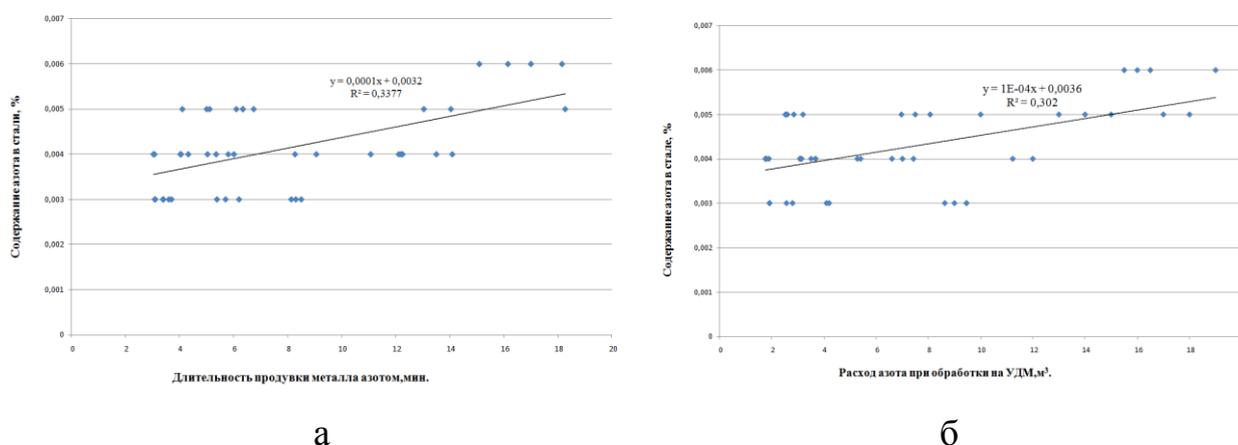
Ранее проведенными в условиях ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» исследованиями [1 – 4] установлено значимое влияние концентрации азота в стали на качество поверхности заготовок – при увеличении содержания азота с 0,0045 % до 0,006 % отсортировка заготовок по дефектам поверхности повышается на 13,3 %. При этом в качестве основного мероприятия для снижения концентрации азота в стали рекомендовано повышение доли чугуна в металлозавалке взамен металлического лома. Однако известно, что содержание азота в готовой стали определяется не только его концентрацией в исходной металлошихте, но и приростом его содержания по ходу процессов выплавки, внепечной обработки и разливки стали. В частности по данным множества исследований значительный прирост содержания азота наблюдается при использовании азота для продувки металла в сталеразливочном ковше на установках внепечной обработки.

Поскольку технологический цикл производства конструкционной стали в кислородно-конвертерном цехе ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» включает в себя продувку азотом при обработке на установках доводки металла, то для про-

верки влияния параметров продувки на концентрацию азота в готовой стали провели статистические исследования.

В результате обработки паспортов годовой выборки плавов стали 10кп, произведенных в кислородно-конвертерном цехе № 1 в 2010 г., установлено, что на содержание азота в готовой стали значимое влияние оказывают такие факторы, как: продолжительность продувки, расход азота на продувку, температура обрабатываемого металла.

При увеличении времени продувки и расхода азота происходит увеличение его концентрации в металле (рисунок 1), что согласуется с данными других исследователей, в частности проведенными в электросталеплавильном цехе ОАО «НКМК» [5].



а – влияние продолжительности продувки; б – влияние расхода азота

Рисунок 1 – Влияние параметров продувки стали при внепечной обработке на концентрацию азота в стали

Повышение температуры расплава приводит к повышению концентрации азота в стали (рисунок 2). Влияние температуры на прирост содержания азота в металле связан с тем, что растворимость азота зависит от температуры расплава. Процесс растворения азота в железе является эндотермическим, поэтому при снижении температуры растворимость уменьшается. В соответствии с уравнением изобары Вант-Гоффа зависимость растворимости газа S от температуры может определяться следующим уравнением [6]:

$$S = C \cdot \exp\left(-\frac{\Delta H_s}{2RT}\right),$$

где C – постоянная интегрированная;

ΔH_s – изменение энтальпии при растворении и образовании раствора данного газа;

R – универсальная газовая постоянная;

T – температура.

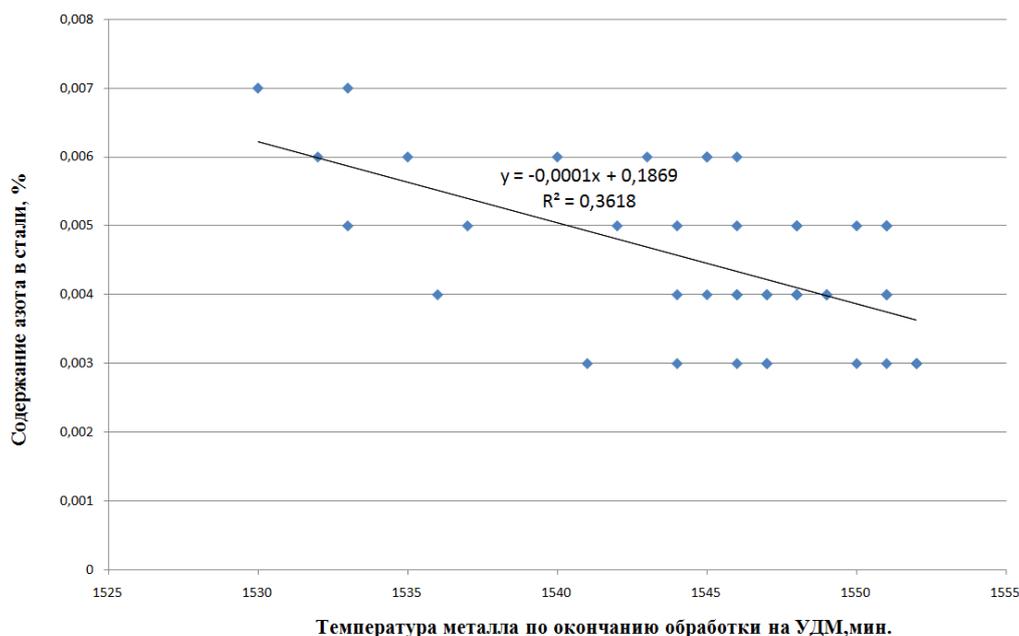


Рисунок 2 – Влияние температуры расплава при продувке азотом на концентрацию азота в готовой стали

Эндотермичность процесса объясняется тем, что расходуется энергия на разрыв связи между атомами в молекуле газа. Температурная зависимость константы растворения газов в жидком железе изучена многими исследователями. Наиболее новые данные удовлетворительно описываются уравнением:

$$\lg N_2 = (-770/T) - 0,95,$$

где T – температура, К.

Таким образом, можно констатировать, что интенсивность насыщения металла азотом в значительной степени определяется параметрами продувки (временем продувки и расходом газа), а также температурой обрабатываемого расплава. При этом полученные данные согласуются с данными других исследователей, в частности проведенными в электросталеплавильном цехе ОАО «НКМК» [6].

Наиболее приемлемой альтернативой азоту для использования в качестве дутья при внепечной обработке является аргон. Аргон, как и азот образуется в качестве побочного продукта в цехе разделения воздуха при производстве кислорода и поэтому имеется на комбинате в достаточном количестве. При этом аргон в отличие от азота является нейтральным газом и не оказывает отрицательного влияния на качество стали.

На основании полученных данных для улучшения качества конструкционной стали рекомендовано изменить состав дутья, используемого при внепечной обработке на УДМ: перейти на продувку аргоном взамен продувки азотом. В результате ожидается уменьшение отбраковки заготовок на 5 % за счет улучшения качества их поверхности.

Библиографический список

1. Уманский А.А. Исследование влияния состава исходной металлической шихты на качество конвертерной стали / А.А. Уманский, Н.А. Чернышева // Вестник горно-металлургической секции российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. – Москва-Новокузнецк, 2010. – Вып. 25. – С. 42 – 47.
2. Кузнецов И.С. Влияние технологических факторов на качество поверхности заготовок конструкционных сталей / И.С. Кузнецов, А.Е. Прахов, А.А. Уманский, Ю.Т. Рубцов // Сталь. 2008. - № 4. – С. 43 – 45.
3. Кадыков В.Н. Применение статистических моделей для оптимизации технологии производства заготовок из слитков / В.Н. Кадыков, А.А. Уманский // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2008. - № 6. – С. 20 – 22.
4. Кадыков В.Н. Исследование влияния технологических факторов на качество поверхности заготовок конструкционных марок сталей / В.Н. Кадыков, А.А. Уманский // Вестник горно-металлургической секции российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. – Новокузнецк, 2007. – Вып. 18. – С. 40 – 48.
5. Гизатулин Р.А. Освоение технологии перемешивания стали в ковше газом через пористые пробки / Р.А. Гизатулин, П.Е. Сычев, Н.А. Козырев, О.В. Путилова // Труды шестого Конгресса сталеплавильщиков. – М.: Черметинформация. – 2001. – С. 323 – 325.
6. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали / В.А. Кудрин – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528 с., ил.

УДК 669.184.244:685.567.1

НОВЫЙ КОНВЕРТЕРНЫЙ ПРОЦЕСС С ЖИДКОФАЗНЫМ ВОССТАНОВЛЕНИЕМ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Протопопов Е.В., Герасименко И.П., Числавлев В.В., Жибинова И.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Одним из перспективных направлений современного металлургического процесса является создание новых конвертерных процессов, обеспечивающих переработку железосодержащего техногенного сырья или отходов.

К таким процессам можно отнести разрабатываемый вариант технологии выплавки стали в 160-тонных конвертерах ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», позволяющий в качестве отходов, перерабатывать шлакостальные коржи (ШСК) в значительных количествах (25 – 40 т) содержащих ~ 75 % железа и ~ 25 % шлаковой составляющей.

Сущность предлагаемой технологии заключается в подаче в конвертер

жидкого чугуна, железосодержащего техногенного сырья и углеродсодержащих материалов (угля), перемешивании расплава нейтральной или слабоокислительной газовой смесью для восстановления оксидов железа из железосодержащего техногенного сырья примесями чугуна, присаживаемым углеродсодержащим материалом или углеродсодержащими газами рабочего пространства конвертера с последующим рафинированием расплава окислительным газом.

Достигнутые на 160-т конвертерах ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» результаты [1] свидетельствуют о широких возможностях технологии плавки с жидкофазным восстановлением железосодержащих отходов. Приобретенный опыт эксплуатации, отработанные технологические режимы и конструктивное оформление конвертерного агрегата позволяют рекомендовать разработанную технологию [2] к широкому промышленному внедрению на предприятиях отрасли.

Для решения поставленных задач предварительно выполнили термодинамический и кинетический анализы процессов, сопровождающих выплавку стали в кислородных конвертерах с использованием техногенных отходов, последние, как известно кроме выполнения функций окислителя и охладителя, являются дополнительным источником железа, что позволяет при определенных условиях обеспечить повышение выхода жидкой стали. Однако именно при кислородно-конвертерном переделе, для которого окислительный характер сталеплавильных процессов проявляется в наибольшей степени, реализация этой функции твердых окислителей встречает наибольшие трудности.

Существенное повышение расхода техногенного отхода, вплоть до полного исключения лома из металлозавалки, может быть реализовано при двухстадийном газо-кислородном рафинировании расплава в конвертере с элементами жидкофазного восстановления. В соответствии с предлагаемым вариантом технологии плавка ведется в две стадии:

– на первой восстановительной стадии, обеспечивается высокая степень восстановления железа из ШСК, для чего залитый чугун («подложка»), присаживаемые в агрегат ШСК и углеродсодержащий материал (кокс, антрацит) для интенсификации массообменных процессов при восстановлении перемешивают азотом (с расходом до 400 – 500 м³/мин) или газо-кислородной смесью (азот 300 – 350 м³/мин и кислород 50 – 150 м³/мин);

– на второй стадии реализуется окислительная продувка в конвертере по разработанному дутьевому и шлаковому режиму плавки [3].

С учетом дополнительных компонентов шихтовки конвертерной плавки возможно протекание следующих физических и химических процессов.

К физическим процессам можно отнести:

– нагрев твердых окислителей до температуры ванны (T_v) и растворение их в оксидном расплаве;

– нагрев твердого углерода до температуры ванны и растворение его в металле.

К химическим превращениям относятся:

– восстановление оксида железа из шлака растворенными в металле углеродом, марганцем, фосфором, кремнием; восстановление оксида железа монооксидом углерода; окисление растворенного в металле углерода газообразным кислородом; окисление железа кислородом; горение твердого углерода; реакция газификации; растворение оксида железа в шлаке; растворение углерода в металле.

Причем в данных условиях для каждой из реакций можно выделить пять перечисленных ниже реакционных зон, где возможно восстановление железа: зона 1 – поверхность контакта всплывающих частиц твердого окислителя с жидким чугуном; зона 2 – поверхность контакта всплывающих капель шлака с жидким чугуном; зона 3 – поверхность контакта всплывающих капель шлака со взвешенным в расплаве углеродсодержащим материалом; зона 4 – поверхность контакта шлака с жидким чугуном; зона 5 – поверхность контакта шлака со взвешенным углеродсодержащим материалом.

Принципиальная схема конвертерного процесса с жидкофазным восстановлением техногенных отходов представлена на рисунке 1.

Предполагается, что жидкий чугун является начальной «ёмкостью» тепла и постоянной «ёмкостью» для восстанавливаемого железа I (см. рисунок 1).

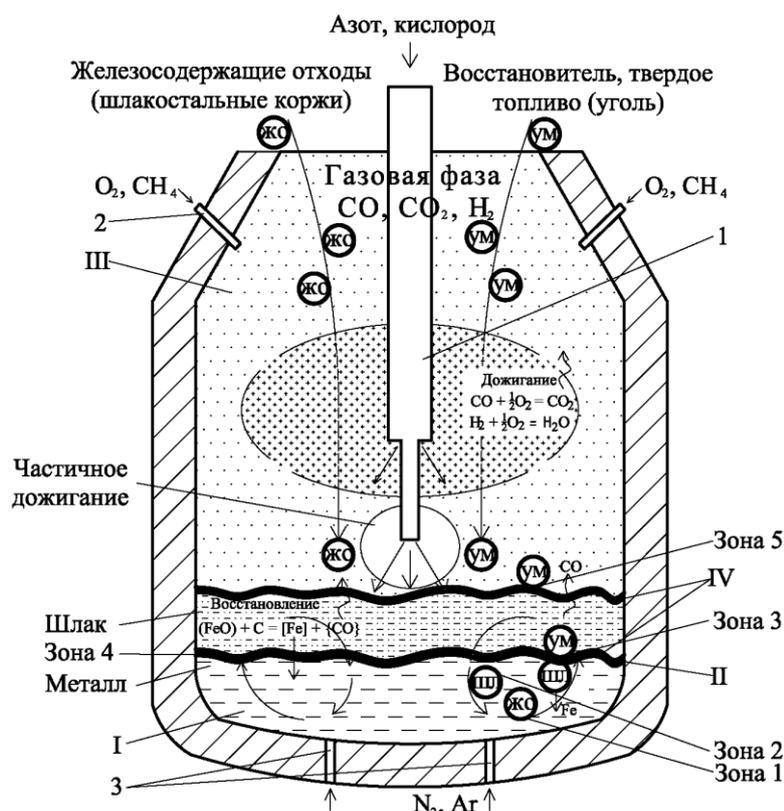
II – твердая смесь из ШСК (концентрата) и углерода (антрацит, энергетический уголь, угольная пыль), в которой протекают основные восстановительные процессы; здесь впоследствии выделяются жидкие фазы – оксидная (шлак) и металлическая (на основе железа), которая переходит в I.

III – газовая фаза, одна, из трех основных фаз (металл, шлак, газ), зона смешения продуктов конверсии, природного газа и горения монооксида углерода и водорода. Эта зона распределена практически по всему внутреннему объему агрегата при возможности подачи технологических газов через верхнюю основную и возможно вспомогательные фурмы в зону смешения газов, в оксидную фазу и через, возможно, донные фурмы в металлическую фазу.

IV – разделительная «вспомогательная фаза», твердый углерод (восстановитель и топливо) состоит из двух условных областей: в нижней части между металлической (I) и оксидной (II) фазами поддерживается концентрация углерода в металле на уровне насыщения и восстанавливается железо из его монооксида; в верхней области между зоной смешения газов и зоной оксидов проходит условная граница раздела пространства с преобладанием восстановительных (II) и окислительных (III) свойств; кроме того, в IV определенная часть углерода горит при взаимодействии с неусвоившимся кислородом технологических газов и служит источником тепла.

Наиболее технически приемлемо следующее распределение технологических газов по фурмам. Через верхнюю фурму 1 в определенные периоды подается технически чистый кислород, нейтральный газ или газовые смеси для окисления, нагрева и перемешивания ванны. Через фурмы 2 – природ-

ный газ и кислород для дожигания отходящих газов. Смесь природного газа с кислородом в соотношении 2:1 для реализации реакции конверсии металла. Донные фурмы 3 предназначены в основном для подачи нейтрального газа с целью дополнительного перемешивания ванны. Для улучшения теплового баланса процесса и более полного развития реакций восстановления возможна подача через дойные фурмы кислорода в смеси с нейтральным или природным газом.



- реакционные зоны восстановления: Зона 1 – поверхность контакта всплывающих частиц железосодержащих отходов с жидким чугуном;
 Зона 2 – поверхность контакта всплывающих капель шлака с жидким чугуном;
 Зона 3 – поверхность контакта всплывающих капель шлака со взвешенным в расплаве углеродсодержащим материалом;
 Зона 4 – поверхность контакта шлака с жидким чугуном;
 Зона 5 – поверхность контакта шлака со взвешенным в расплаве углеродсодержащим материалом

Рисунок 1 – Схема конвертерного процесса с жидкофазным восстановлением техногенных отходов

Химические процессы, протекающие в агрегате, можно разделить на реакции в газовой фазе, реакции горения твердого углерода, реакции газификации твердого углерода и водяного пара. Восстановление оксидов железа возможно за счет монооксида, твердого углерода и водорода (от высших оксидов к монооксиду) и твердым углеродом от монооксида до чистого металла.

В соответствии с разработками авторов решению поставленных задач соответствует конвертерный агрегат, снабженный:

- системами независимого регулирования подвода к верхней фурме основного и дополнительного (для дожигания) потоков кислорода с возможностью замещения на нейтральный газ (или разбавления им) в определенные периоды операции;

- системой подвода к верхней фурме в потоке газа-носителя порошкообразного восстановителя (теплоносителя) и рудного материала;

- системой подвода к донным и боковым фурмам независимо регулируемых потоков кислорода, природного и нейтрального газов;

- многоцелевыми фурмами верхнего дутья, обеспечивающими функции разогрева и обжига футеровки, предварительного подогрева и перемешивания рудного сырья, продувки ванны с дожиганием отходящих газов и нанесением шлакового гарнисажа на футеровку агрегата с целью сохранения ее стойкости [4].

Перечисленные конструктивные особенности конвертерных агрегатов принципиально важны для реализации окислительно-восстановительной технологии с жидкофазным восстановлением расплавов, содержащих преимущественно оксиды железа. Такая технология должна предусматривать обработку ванны топливно-кислородными струями с подачей порошкообразных теплоносителей при одновременной возможной присадке кускового углеродсодержащего восстановителя, перемешивание ванны газовыми смесями с использованием верхней фурмы, а также высоконагретыми восстановительными газами.

Библиографический список

1. Айзатулов Р.С. Технологические возможности конвертерного процесса с жидкофазным восстановлением при переработке отходов металлургического производства / Р.С. Айзатулов, Е.В. Протопопов, В.В. Соколов [и др.] // Черная металлургия. Бюл. НТИ. – 2001. II. – С. 36 – 40.
2. Протопопов Е.В., Шакиров К.М., Айзатулов Р.С. Обоснование некоторых параметров технологии конвертерной плавки с элементами жидкофазного восстановления / Е.В. Протопопов, К.М. Шакиров, Р.С. Айзатулов // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1998. - № 12. – С. 15 – 18.
3. Патент № 2107737 России, МКИ С 21 С 5/28. Способ выплавки стали в конвертере / Р.С. Айзатулов, Е.В. Протопопов, В.В. Соколов [и др.] - № 97102677/02 (003053); Заявл.26.02.97; Опубл.10.06.97. Бюл. № 9. – 1998.
4. Протопопов Е.В. Разработка и направление совершенствования конструкций дутьевых устройств для конвертеров жидкофазного восстановления / Е.В. Протопопов, А.Г. Чернятевич, Д.А. Лаврик [и др.] // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2002. - № 6. – С. 4 – 11.

ВЛИЯНИЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК КВАРЦИТОВ УВАТСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА КИНЕТИКУ ВОССТАНОВЛЕНИЯ КРЕМНИЯ

ЛАЗАРЕВСКИЙ П.П., РОЖИХИНА И.Д.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

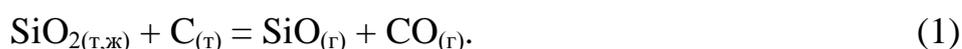
Несмотря на значительное распространение кремнезема в природе проблема обнаружения высококачественного кремнеземсодержащего рудного сырья на современном этапе развития ферросплавной промышленности весьма актуальна. Высокотехнологичные производства с каждым годом увеличивают спрос на кремнеземсодержащие материалы, постоянно наращивая объемы их потребления. В то же время, поскольку природное сырье требует дополнительных значительных затрат при его обогащении, необходим поиск сырья, которое бы не только удовлетворяло потребителей по чистоте, но также имело значительные запасы, доступность в разработке и относительную дешевизну. По предварительной оценке ОАО «Иркутскгеология» таким сырьем являются кварциты Уватского месторождения.

Уватское месторождение находится в 27 км от г. Нижнеудинска (Иркутская обл.) и представляет собой жилу кварцита мощностью от 30 до 70 м, глубина залегания более 110 м. Протяженность жилы более 1,5 км. По оценке АО «Иркутскгеология» запасы данной площади могут составлять от 1,5 до 8 млн. т, что благоприятно для организации промышленного карьера [1]. Для оценки потребительской пригодности кварцитов в качестве рудного сырья для производства ферросплавов необходимо изучить металлургические характеристики кварцитов. Одной из характеристик металлургической пригодности являются физико-химические свойства.

На кафедре МЧМСиС в лабораторных условиях проведены исследования физико-химических свойств кварцитов Уватского месторождения, в частности, изучено влияния температуры и крупности кварцитов на степень восстановления. Для сравнения и подтверждения достоверности результатов параллельно экспериментальным исследованиям подвергали кварциты известных месторождений Черемшанского, Первоуральского и Антоновского. В качестве восстановителя использовали кокс производства ОАО «Алтай-кокс». Химический состав исходных материалов представлен в таблице 1.

Для определения степени восстановления применяли методику непрерывного взвешивания. Методика эксперимента заключалась в следующем: тигель из нитрида бора с навеской примерно 50 г кварцита и восстановителя помещали в предварительно нагретую печь сопротивления и с помощью молибденовой цепочки закрепляли на коромысле, таким образом, чтобы он не касался стенок нагревателя. На противоположный конец коромысла подве-

шивали контргруз так, чтобы уравновесить вес тигля с навеской кокса и кварцита, и, в то же время, электронные весы, на которые опирается груз, должны находиться в нулевом положении и обеспечивать определенный ход весов для регистрации изменения массы навески с тиглем в процессе опыта. В ходе эксперимента с помощью электронных весов непрерывно фиксировали изменение массы. Эксперимент проводили в интервале температур от 1773 до 2073 К с шагом 100 градусов, фракция кварцитов +10 – минус 20 мм, + 20 – минус 30 мм, + 30 – минус 40 мм. Фракция восстановителя от 2,5 до 5 мм. Потеря массы образцов при осуществлении процесса была связана с образованием газовой фазы, состоящей из монооксида углерода (CO) и монооксида кремния (SiO) [2]:



$$\Delta G^0 = 660050 - 324,59T.$$

Таблица 1 – Химический состав исходных материалов

Месторождение	Компонентный состав, %									
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅			
Черемшанское	98,91	0,31	0,2	0,12	<0,05	0,01	<0,01			
Первоуральское	98,61	0,49	0,29	0,13	<0,05	0,01	<0,01			
Уватское	98,73	0,56	0,13	<0,01	<0,05	0,02	<0,01			
Антоновское	98,54	0,31	0,2	0,12	<0,05	0,01	<0,01			
Восстановитель	W _r ^t	A ^d	V ^{daf}	C _{тв}	C _{ак}	Состав золы, %				
						SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅
Кокс	2,5	13	4,51	81	78	50	5,9	29	13	0,30

По полученным результатам рассчитывали степень восстановления кремния α как отношение количества кислорода m_0 , удаленного из образца, к общему количеству кислорода $\Sigma(m_0)$ в восстанавливаемом кварците [3]:

$$\alpha = \frac{m_i}{\sum m_i \text{Me}_x \text{O}_y} \cdot 100\%, \quad (2)$$

где m_0 – масса кислорода удаленного из образца, рассчитываемая по формуле:

$$m_0 = m_{\text{CO}} \frac{M_{\text{O}}}{M_{\text{CO}}} = (\Delta m^{\text{об}} - m^{\text{влаг}}) \frac{16}{28}, \quad (3)$$

где $m_{\text{ни}}$ – масса газообразного CO, образующегося в результате химического взаимодействия восстановителя с кислородом кремнезема, г;

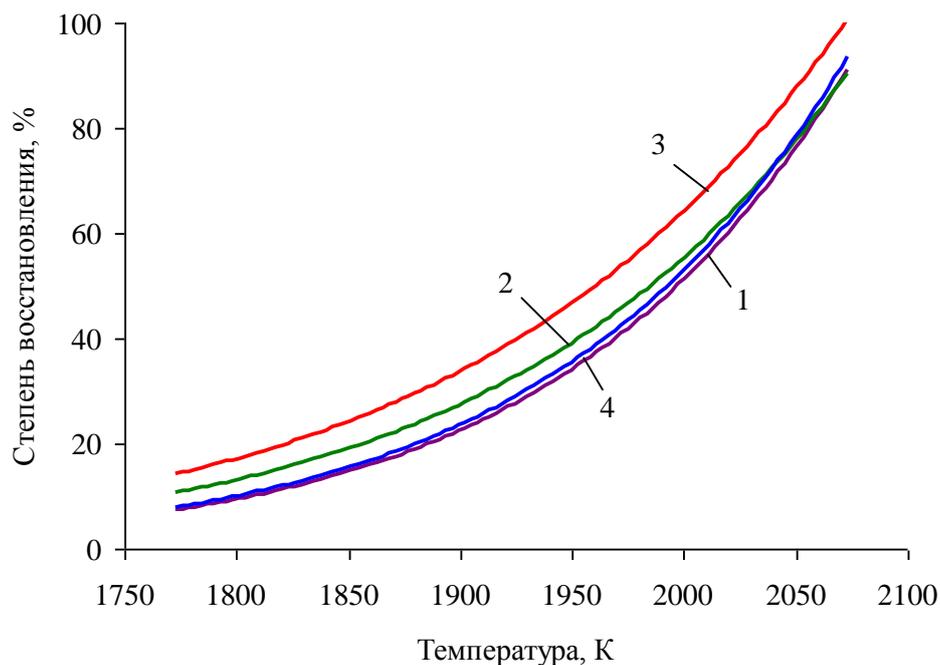
M_{O} – молярная масса кислорода, г/моль;

$M_{\text{ни}}$ – молярная масса оксида углерода, г/моль;

$\Delta m^{\text{об}}$ – убыль массы шихты;

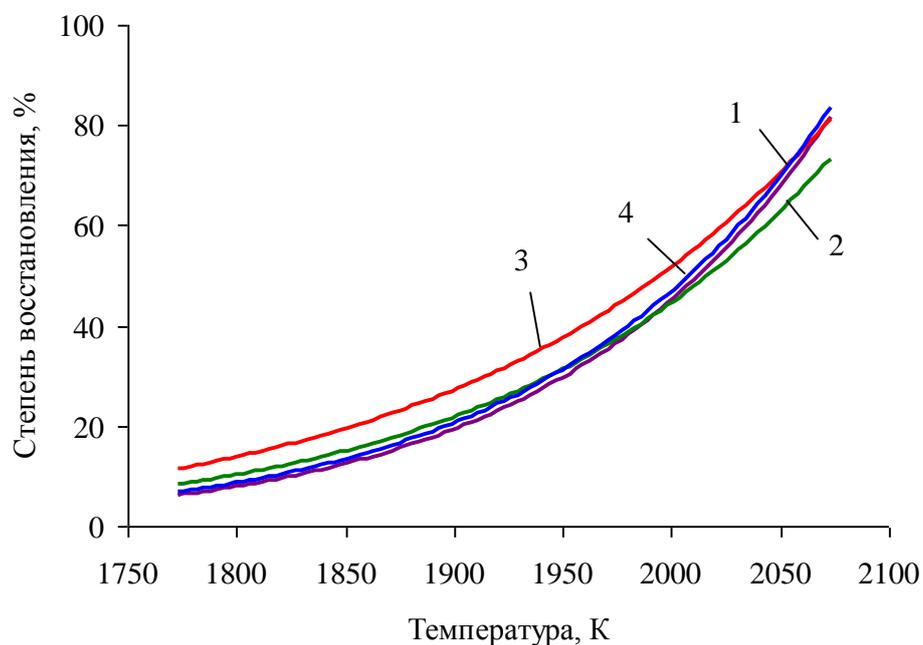
$m^{\text{влаг}}$ – поправка на удаление влаги и летучих соединений, содержащихся в восстановителе.

Результаты расчетов приведены на рисунках 1, 2, 3.



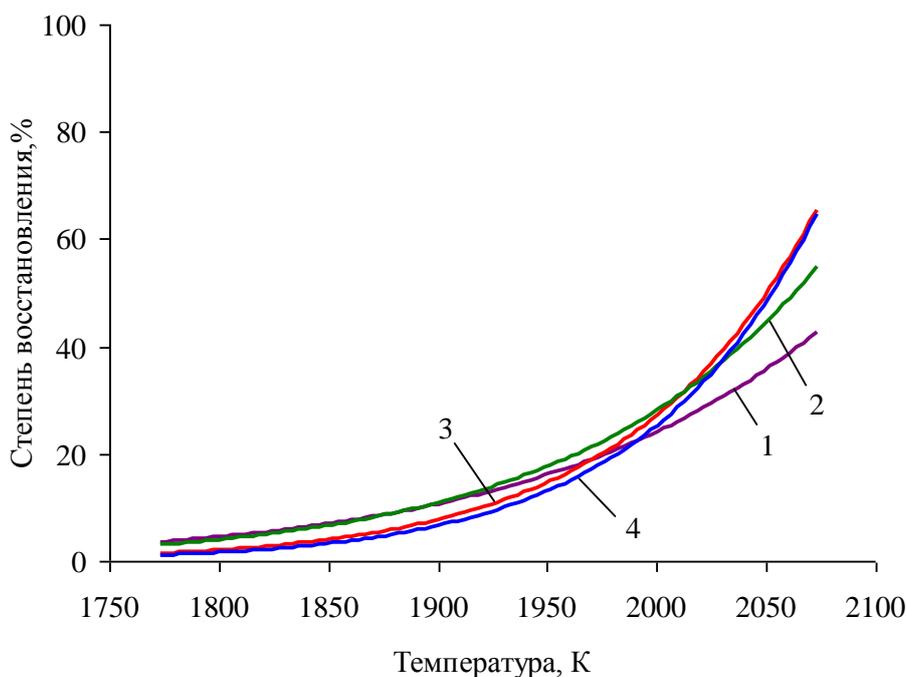
1 – Черемшанское; 2 – Первоуральское; 3 – Уватское; 4 – Антоновское

Рисунок 1 – Зависимость степени восстановления кремния из кварцитов фракции +10 – минус 20 мм от температуры



1 – Черемшанское; 2 – Первоуральское; 3 – Уватское; 4 – Антоновское

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



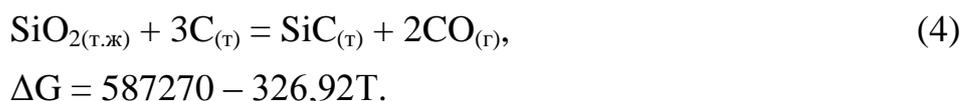
1 – Черемшанское; 2 – Первоуральское; 3 – Уватское; 4 – Антоновское

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

Из приведенных выше рисунков видно, что крупность кварцитов значительно влияет на степень восстановления. Результаты исследований кинетики восстановления кремния из кремнезема кварцитов показывают, что в сравнении с кварцитами Антоновского, Черемшанского и Первоуральского месторождений, независимо от крупности, Уватские кварциты имеют высокую степень восстановления во всем интервале температур.

Степень восстановления зависит от целого ряда факторов [4 – 6], в числе которых температура процесса, образование мелких фракций в результате растрескивания, структурная особенность кварцитов, химический состав и т.д.

Из таблицы 1 видно, что химический состав исследуемых кварцитов практически одинаков. Кроме того, эксперименты проводили в одинаковых условиях. После каждого эксперимента содержимое тигля подвергали рентгенофазовому анализу, в результате которого во всех образцах был обнаружен карбид кремния, что подтверждает процесс восстановления кремния из кремнезема через промежуточную реакцию карбидообразования [7]:



Однако согласно ранее проведенным исследованиям по определению термостойкости кварцитов установлено, что уватские кварциты склонны к растрескиванию и образованию мелких фракций (таблица 2) [1]. Что приводит к увеличению удельной площади поверхности взаимодействия

кварцитов с восстановителем. Это объясняет высокую степень восстановления.

Таблица 2 – Гранулометрический состав кварцсодержащих материалов в зависимости от температуры

Вид кварцита	Температура, °С	Гранулометрический состав, масс %			
		-1 мм	1-2,5 мм	2,5-5 мм	5-20 мм
Черемшанский	900	-	-	-	100
	1100	0,1	0,6	-	99,3
	1300	0,4	0,9	-	98,7
	1500	0,4	2,5	2,0	95,1
	1700	1,0	1,6	3,8	93,6
Первоуральский	900	-	-	-	100
	1100	-	-	-	100
	1300	1,1	1,8	1,6	95,5
	1500	1,3	0,7	2,7	95,3
	1700	1,5	3,8	4,1	90,6
Уватский	900	1,2	0,4	-	98,4
	1100	2,0	1,3	1,6	95,1
	1300	2,7	2,9	0,9	93,5
	1500	3,6	5,5	2,4	88,5
	1700	4,3	6,2	3,8	85,7
Антоновский	900	-	-	-	100
	1100	1,8	2,2	1,0	95,0
	1300	2,0	3,3	1,7	93,0
	1500	2,3	3,6	3Д	91,0
	1700	3,1	5,0	4,3	87,6

Подобное явление растрескивания, уже в малой степени, наблюдалось у кварцитов Антоновского месторождения. Из рисунков 1, 2, 3 видно, что Антоновские кварциты также обладают относительно высокой степенью восстановления. Что подтверждает достоверность результатов.

Таким образом, результаты исследования кинетики восстановления Уватских кварцитов предполагают возможность их использования при производстве кремнистых сплавов.

Библиографический список

1. Зельберг Б.И. Шихта для электротермического производства кремния / Б.И. Зельберг, А.Е. Черных, К.С. Елкин. – Челябинск: Металл, 1994. – 320 с.
2. Толстогузов Н.В. Теоретические основы и технология плавки кремнистых и марганцевых сплавов / Н.В. Толстогузов. – М.: Металлургия, 1992. – 239 с.
3. Невраева К.И. Металлургические свойства хромовых руд ультрабазитово-

- го массива Рай-Из: автореф. дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. Наук/ К.И. Невраева; Южно-Уральский государственный университет. – Челябинск, 2007. – 21 с.: граф. – Библиогр.: с. 21 (5 назв.).
4. Максимов Ю.С. Влияние отдельных факторов на технологичность выплавки 75 %-ного ферросилиция в электропечах./ Ю.С. Максимов, Н.А. Гушин, Ф.М. Исхаков, Л.Н. Исаев // Сталь, 1984, № 2. – С. 31 – 34.
 5. Мизин В.Г. Metallургические свойства кварцитов/ В.Г. Мизин, Г.В. Серов, Г.Г. Папин и др. // В кн.: Производство ферросплавов. Тематический отраслевой сборник № 4. – М.: Metallургия, 1975. – С. 56 – 61.
 6. Якушевич Н.Ф. Взаимодействие углерода с оксидами кальция, кремния, алюминия / Н.Ф. Якушевич, Г.В. Галевский. – Новокузнецк. Издательский центр СибГИУ, 1999. – 250 с.
 7. Лаптев Д.М. О последовательности реакций в кремневосстановительном процессе / Д.М. Лаптев // Известия вузов. Черная metallургия. – 1976. – №12. – С. 16 – 18.

УДК 669.15'292-194

МИКРОЛЕГИРОВАНИЕ СТАЛИ ВАНАДИЕМ И АЗОТОМ

ЕФИМЕНКО Ю.А. НОХРИНА О.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Развитие новых отраслей техники, а также технологии производства стали и изделий из них требуют резкого повышения качества металлов, уровня служебных свойств и надежности изделий. С учетом возросшего дефицита наиболее важных легирующих элементов (хром, никель, титан, ванадий, вольфрам и др.) одним из основных направлений развития сталеплавильного процесса является переход к легированию стали недефицитными элементами.

И в настоящее время состояние metallургии характеризуется широким внедрением высокопроизводительных комплексов на базе дуговой сталеплавильной печи, поиском новых материалов и технологических приемов, позволяющих обеспечить высоким качеством показатели готового металла, а также уменьшить затраты на производство.

Одним из наиболее эффективных легирующих элементов стали является ванадий. Для России его значимость особенно высока, так как этот металл заменяет вольфрам, молибден, никель и ниобий, запасы которых ограничены. Россия обладает крупными запасами ванадия, сосредоточенными, главным образом, в месторождениях титаномагнетитовых руд.

Ванадий традиционно используется при производстве рельсовых, быстрорежущих, теплоустойчивых, конструкционных высоколегированных, жаропрочных и нержавеющей сталей.

Ванадий является легирующим элементом, вызывающим измельчение зерна и дисперсионное твердение стали. Измельчение зерна улучшает прочность и вязкость стали, мелкодисперсные выделения увеличивают прочность за счет некоторой потери вязкости, но при измельченном зерне улучшается свариваемость сталей. Образование карбонитридов ванадия позволяет нейтрализовать негативное влияние азота и перевести его в разряд микролегирующих элементов, играющего решающую роль в легированных ванадием сталях для усиления их дисперсионного упрочнения. Кроме того, размер рекристаллизованного аустенитного зерна сталей, легированных ванадием, является постоянным в широком спектре температур. Поэтому свойства таких сталей нечувствительны к изменениям температуры прокатки. По сравнению с ниобием и титаном, как легирующими элементами, ванадий имеет следующие преимущества: более высокую растворимость карбонитридов в аустените; возможность получения мелкого аустенитного зерна, без торможения процессов рекристаллизации, так как выделение ванадиевых фаз происходит ниже температуры окончания прокатки; возможно применение менее затратной высокотемпературной контролируемой прокатки; легированные ванадием стали в значительно меньшей степени подвержены горячему растрескиванию в процессе изгиба и распрямления непрерывнолитой заготовки. Ванадиевая сталь даже с высоким содержанием азота имеет хорошую прочность и вязкость в зоне термического влияния сварки при правильном подборе параметров сварки.

В настоящее время в практике сталеварения применяют три основных метода легирования стали ванадием – использование ванадийсодержащих сплавов, утилизацию ванадия, содержащегося в металлошихте, и прямое легирование стали ванадием.

Ванадийсодержащие сплавы вводят в подготовленный для легирования металл в процессе плавки или выпуска стали в условиях, ограничивающих окисление ванадия шлаком или газовой фазой. Традиционной формой этого метода является применение феррованадия.

Феррованадий применяют при легировании стали, сплавов и чугунов для получения мелкокристаллической структуры, повышения ударной вязкости и устойчивости стали против знакопеременных нагрузок, повышения прокаливаемости. Феррованадий азотированный предназначен для легирования быстрорежущих, низколегированных, нержавеющей, морозостойких сталей ванадием и азотом.

Расход легирующих материалов на легирование стали ванадием может быть сокращен за счет сохранения (утилизации) ванадия, содержащегося в металлической части шихты – отходах ванадийсодержащих сталей, ванадиевом чугуне. Для сохранения ванадия необходимо процесс выплавки вести под шлаками с низкой активностью окислов железа. Концентрация окислов железа в шлаке не должна превышать 3 % для основных и 9 % для кислых шлаков. При более высокой окисленности шлака ванадий в значительной мере окисляется и переходит в шлак. Это делает практически невозможным

проведение окислительной дефосфорации, так как совместно с фосфором будет окислен и ванадий. Необходимость проведения плавки в восстановительных условиях и применения высококачественной шихты с низким содержанием фосфора значительно ограничивает возможности этого способа получения ванадийсодержащих сталей.

Известен также способ использования для легирования стали ванадием в электродуговых печах ванадийсодержащего шлака, получаемого при переработке ванадиевого чугуна в конверторах (КВШ – конверторного ванадиевого шлака). При этом в шлаке содержится 14 – 27 % пентаоксида ванадия V_2O_5 или 10 – 15 % ванадия V. При использовании ванадиевого шлака в количестве 3 – 3,5 % от массы металлошихты и степени усвоения ванадия металлом 80 – 90 % обеспечивается содержание ванадия в стали до 0,27 – 0,3%. Однако недостатком данного способа является применение в металлошихте до 90 % металлического лома, что приводит к перманентному загрязнению стали нежелательными элементами (в основном цветными металлами) и снижению качества стали. Особенно этот недостаток проявляется при электроплавке стали на стальное литье: возможно появление трещин и снижение твердости стали.

Перспективные исследования последних лет убедительно доказали: при определенной композиции микролегирования конструкционных сталей ванадием и азотом совместно с другими нитридообразующими элементами можно получить высокие показатели конструктивной прочности (т.е. высокие значения прочности, пластичности, выносливости, сопротивления хрупким разрушениям) и одновременно с хорошей обрабатываемостью резанием непосредственно после регламентированных режимов прокатки, контролируемой штамповки (ковки) с исключением завершающей операции закалки с отпуском. Последнее дает огромные преимущества, поскольку предотвращает закалочные трещины, сводит к минимуму коробление.

Микролегирование металла азотом можно осуществлять либо продувкой расплава в ковше с одновременным введением феррованадия, либо путем присадки в ковш азотированного феррованадия.

Известны два способа продувки: через верхнюю погружаемую фурму и донную огнеупорную пористую фурму (или через пористое днище ковша). При этом продувка через пористую донную огнеупорную фурму предпочтительнее для насыщения стали азотом, т.к. образующиеся пузыри азота, проходя через весь объем ковша более длительное время за счет своего незначительного размера, всплывают и соответственно взаимодействуют с жидкой сталью. Эффективному усвоению азота способствует большая поверхность раздела азот – жидкий металл. Тем не менее для глубокого насыщения стали при продувке через донные пористые фурмы требуется значительная длительность продувки, что приведет к повышенному расходу азота для азотирования стали.

Техническим результатом является повышение ударной вязкости стали при положительных и отрицательных температурах (за счет увеличения и

стабилизации содержания азота в стали) и снижение длительности плавки (за счет сокращения восстановительного периода в связи с переносом процесса легирования стали азотом из печи в ковш).

УДК 669.243.27

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ НИКЕЛЯ ИЗ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ПРИ ЕГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ХЛОРИДНЫМИ РАСТВОРАМИ

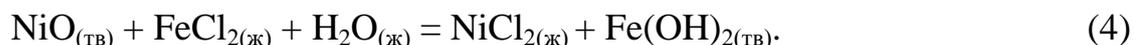
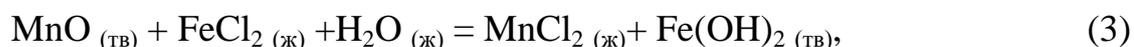
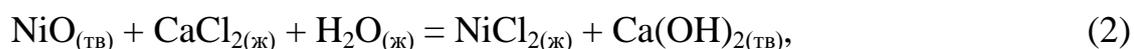
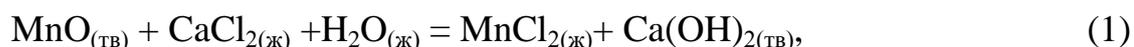
Нохрина О.И., Горюшкина Ю.В., Кичигина О.Ю., Шакиров К.М.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Представлены результаты термодинамической оценки процесса выщелачивания марганца и никеля из полиметаллического марганецсодержащего сырья, водными растворами хлорида кальция и хлорида железа (II). Рассмотрена возможность образования гидроксо- и хлорокомплексов для марганца и никеля при выщелачивании природного сырья. Представлены результаты лабораторных исследований по выщелачиванию химически чистых оксидов марганца и никеля, а также природных материалов.

С целью установления закономерностей извлечения никеля из полиметаллического марганецсодержащего сырья при его выщелачивании различными водными растворами хлоридов проводили термодинамическую оценку вероятности протекания ряда реакций и лабораторные эксперименты.

Для реакций выщелачивания (1) – (4) в стандартных состояниях рассчитывали по данным [1 – 7] энергии Гиббса и константы равновесия в интервале температуры 300 – 600 К.



Результаты расчёта стандартных энергий Гиббса реакций приведены на рисунке 1.

Анализ графиков показывает, что процессы растворения оксида никеля (II) как раствором CaCl_2 , так и раствором FeCl_2 – самые термодинамические маловероятные из всех рассмотренных [$\Delta_r G^\circ(2) \gg 0$; $\Delta_r G^\circ(4) \gg 0$]. Реакция растворения оксида марганца (II) раствором хлорида кальция является термодинамически обратимой при 500 – 600 К [$\Delta_r G^\circ(1) \approx 0$; $K(1) \approx 1$]. Равновесие

реакции растворения MnO раствором FeCl₂ сдвинуто в сторону продуктов реакции во всём интервале температуры [$\Delta_r G^\circ(3) \ll 0$; $K(3) \gg 1$].

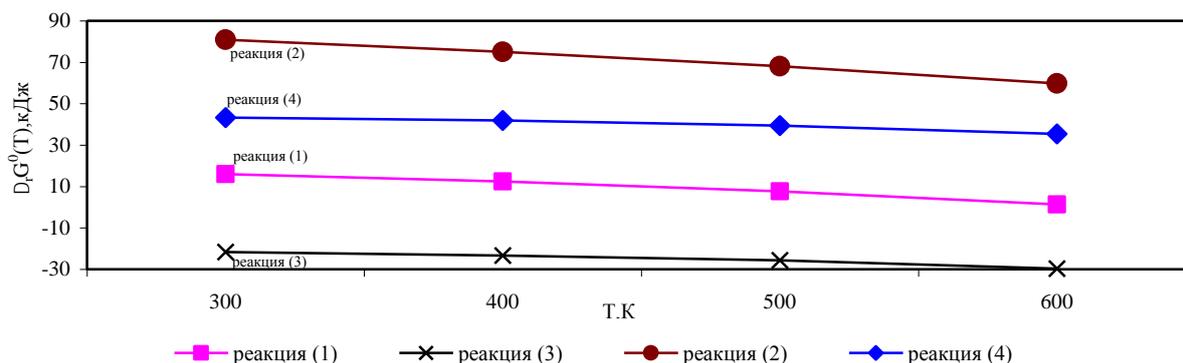
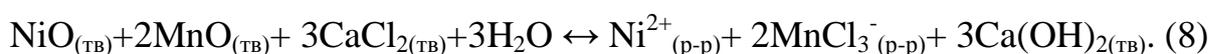
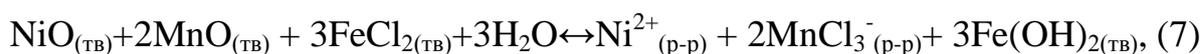


Рисунок 1 – Зависимость стандартных энергий Гиббса реакций (1) – (4) от температуры

При совместном выщелачивании NiO и MnO хлоридными растворами из полиметаллических руд существенное влияние на результат может оказать образование в растворе комплексных соединений, что является особенностью химического поведения переходных d-элементов. Анализ справочных данных [4] (таблица 1) подтверждает высокую вероятность образования гидрокси- и хлорокомплексов для Mn, Cu, Co и, в меньшей степени, для Fe. Для Ni это не характерно.

Таким образом, появляется возможность оценить, по имеющимся данным, термодинамическую вероятность протекания в стандартных состояниях ионно-молекулярных реакций (5) – (8) при температуре 298,15 К:



Очевидно, что протекание реакций с комплексообразованием изменяет механизм растворения твёрдых оксидов в водных хлоридных растворах и может способствовать более глубокому извлечению никеля из полиметаллического минерального сырья. В результате расчёта по обобщённому закону Гесса для реакций (5) – (8) получено:

$$\Delta_r G^\circ(298,15) (5) = 112,20 \text{ кДж};$$

$$\Delta_r G^\circ(298,15) (6) = 111,89 \text{ кДж};$$

$$\Delta_r G^\circ(298,15) (7) = -185,98 \text{ кДж};$$

$$\Delta_r G^\circ(298,15) (8) = -98,36 \text{ кДж}.$$

Таблица 1 – Ионы в растворах и стандартные энергии Гиббса образования

Ион в растворе	Стандартная энергия Гиббса образования $\Delta_f G^\circ(298,15)$, кДж/моль	Примечание
NiOH^+	-221,33	станд. с., гип. недисс.
NiCl^+	-178,70	станд. с., гип. недисс.
FeOH^+	-277,692	станд. с., гип. недисс.
FeOH^{2+}	-229,37	станд. с., гип. недисс.
$\text{Fe}(\text{OH})_2^+$	-452,3	станд. с., гип. недисс.
$\text{Fe}_2(\text{OH})_2^{4+}$	-467,27	станд. с., гип. недисс.
FeCl^{2+}	-147,72	станд. с., гип. недисс.
FeCl_2^+	-279,95	станд. с., гип. недисс.
FeCl_4^-	-525,10	станд. с., гип. недисс.
CuOH^+	-129,79	станд. с., гип. недисс.
$\text{Cu}(\text{OH})_3^-$	-501,66	станд. с., гип. недисс.
$\text{Cu}(\text{OH})_4^{2-}$	-657,72	станд. с., гип. недисс.
CuCl^+	-69,91	станд. с., гип. недисс.
CuCl_2^-	-244,43	станд. с., гип. недисс.
CuCl_3^{2-}	-376,94	станд. с., гип. недисс.
CoOH^+	-226,94	станд. с., гип. недисс.
CoOH^{2+}	-93,72	станд. с., гип. недисс.
$\text{Co}(\text{OH})_3^-$	-585,55	станд. с., гип. недисс.
MnO_4^-	-445,51	р-р; станд. с.
MnO_4^{2-}	-499,15	р-р; станд. с.
MnO_4^{3-}	-471,54	р-р; станд. с.
$\text{Mn}(\text{OH})^+$	-405,85	р-р; станд. с.
$\text{Mn}(\text{OH})^{2+}$	-312,13	р-р; станд. с., гип. недисс.
$\text{Mn}(\text{OH})_3^-$	-747,47	р-р; станд. с., гип. недисс.
$\text{Mn}(\text{OH})_4^{2-}$	-894,12	р-р; станд. с., гип. недисс.
MnCl^+	-396,86	р-р; станд. с., гип. недисс.
MnCl_3^-	-629,11	р-р; станд. с., гип. недисс.

Видим, что процесс совместного растворения в хлоридных растворах оксидов никеля и марганца с образованием в растворе хлорокомплексов (реакции (7) и (8)) является термодинамически высоковероятным при комнатной температуре. Учитывая, что изменения энтропии при реакциях с конденсированными веществами не бывают значительными по величине, то и при повышении температуры до 600 К знак стандартной энергии Гиббса реакций (7) и (8) и вероятность их протекания не изменятся.

Эксперименты по растворению химически чистых оксидов марганца и никеля осуществлялись в лабораторных условиях по следующей методике: в автоклав объемом 75 см³, по отдельности загружали химически чистые ок-

сиды MnO и NiO. Заливали насыщенным раствором хлорида кальция, для приготовления которого использовали технический хлорид кальция с содержанием около 96,6 % CaCl₂. Объем растворителя составлял порядка 50 – 65 см³, в соотношении Т:Ж = 1: 9.

Автоклав плотно закрывали и помещали в сушильный шкаф, оборудованный рамкой для вращения, после чего температуру в камере поднимали до заданной величины. Продолжительность выдержки отсчитывали с момента достижения заданной температуры.

После окончания опыта автоклавы извлекали из камеры и охлаждали до температуры примерно 353 – 363 К, после чего раствор отфильтровывали, остаток промывали и сушили при 373 К. Извлечение марганца и никеля оценивали по результатам химического анализа фильтрата и осадка.

Эксперименты по растворению полиметаллического сырья, химический состав которого приведен в таблице 2, проводили по аналогичной методике.

Результаты исследований по выщелачиванию чистых оксидов марганца и никеля и полиметаллического минерального сырья растворами CaCl₂ и FeCl₂ представлены в таблице 3.

Таблица 2 – Химический состав марганцевых руд

Месторождение	Химический состав, % масс.											
	Mn	Fe _(общ)	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	S	CaO	MgO	BaO	Ni	Co	Cu
Сугул	20,4	2,0	50,6	6,96	0,039	< 0,1	0,75	0,77	0,1	0,5	3,0	0,7
Чумай	48,8	3,0	17,5	5,90	0,225	< 0,1	н.о.	0,68	0,07	0,5	3,0	0,2
ЖМК	15,17	16,2	13,74	3,6	0,255	< 0,1	2,6	2,01	н.о.	0,46	0,27	0,22

Таблица 3 – Степень извлечения марганца и никеля в опытах по выщелачиванию

№ опыта	Вещества, загружаемые в автоклав	Условия опыта		Извлечение, %	
		температура, К	время, ч	Mn	Ni
1	NiO _(ТВ) + CaCl _{2(p-p)}	483	3,0		5
2	MnO _(ТВ) + CaCl _{2(p-p)}	488	3,0	3,7	
3	NiO _(ТВ) + FeCl _{2(p-p)}	483	3,0		1
4	MnO _(ТВ) + FeCl _{2(p-p)}	493	3,0	99,2	
5	Полиметаллическое марганецсодержащее сырьё + CaCl _{2(p-p)}	483	3,0	60	10
6	Полиметаллическое марганецсодержащее сырьё + FeCl _{2(p-p)}	483	3,0	90	99

Из анализа таблицы 3 следует, что химически чистые оксиды MnO и NiO в насыщенном растворе хлорида кальция практически не растворяются, в то время как при использовании хлорида железа марганец переходит в раствор практически полностью, но извлечение никеля при этом не превышает 1 %. Невысокое извлечение никеля в раствор из химически чистого NiO_(ТВ) подтверждает термодинамическую оценку, приведенную выше. Извлечение же никеля из полиметаллического марганецсодержащего сырья резко возрастает, особенно в растворе FeCl₂, что также подтверждает адекватность предложенного выше механизма растворения с образованием в растворе хлорокомплексов марганца с катионами никеля во внешней координационной сфере.

Для протекания ряда реакций из (1) – (8) необходим раствор FeCl₂, который не производится химической промышленностью в настоящий момент, поскольку хлорид железа (II) неустойчив в атмосфере воздуха и легко окисляется до хлорида железа (III). Поэтому была разработана методика получения хлорида железа (II) необходимой концентрации. В лабораторных условиях была собрана установка для получения данного растворителя. В кислотоустойчивой емкости протекала реакция в соответствии с уравнением:



На основании выше изложенного можно сделать следующие выводы:

- использование при комплексном обогащении марганцевой руды хлорида кальция (II) в качестве растворителя, по данным термодинамических расчетов не результативно для рассматриваемых оксидов;
- равновесие реакции растворения оксида марганца хлоридом железа (II) сдвинуто вправо. Эта реакция должна протекать со значительной полнотой даже при низких температурах;
- равновесие реакции растворения оксида NiO хлоридом железа (II) сдвинуто влево, однако глубина протекания этой реакции в прямом направлении выше, чем при взаимодействии этого же оксида с CaCl₂;
- в высокой степени для Mn, Cu, Co и в меньшей степени для Fe характерно образование в хлоридных растворах гидроксо- и хлорокомплексов, для Ni это не характерно;
- термодинамически высоковероятным процессом является совместное растворение в хлоридных водных растворах оксидов никеля и марганца с образованием в растворе хлорокомплексов марганца;
- образованием в хлоридных водных растворах комплексных солей типа Ni[MnCl₃]₂ с донорно-акцепторными химическими связями можно объяснить повышенное растворение оксида никеля при выщелачивании комплексного марганецсодержащего сырья по сравнению с аналогичным процессом для чистого индивидуального оксида никеля;
- наиболее эффективным растворителем для совместного выщелачивания оксидов марганца и никеля является раствор хлорида железа (II).

Таким образом, можно констатировать, что экспериментальные данные практически полностью подтвердили результаты, полученные при термодинамической оценке вероятности протекания процессов комплексного выщелачивания марганца и никеля при обогащении марганцевых руд и ЖМК с использованием хлоридов кальция и железа (II).

Библиографический список

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

УДК 669.046.01

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОССТАНОВЛЕНИЯ МАРГАНЦА И ТИТАНА ИЗ КОНВЕРТОРНОГО ВАНАДИЕВОГО ШЛАКА

Голодова М.А., Рожихина И.Д., Дмитриенко В.И., Рыбенко И.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В настоящее время в связи с необходимостью снижения энерго- и материалоемкости производства, решения экологических проблем становится перспективной технология легирования стали, основанная на введении оксидных материалов и обеспечении условий восстановления оксидов легирующих элементов. Одним из наиболее эффективных, а, следовательно, и востребованных легирующих элементов для получения сталей с высокими эксплуатационными свойствами является ванадий. Источниками оксидов ванадия могут служить ванадийсодержащие металлизированные окатыши, технический пентоксид ванадия и конвертерный ванадиевый шлак. Экономически выгоднее использовать для легирования именно конвертерный ванадиевый шлак, являющийся промежуточным продуктом ванадиевого передела, так как его стоимость значительно ниже стоимости технического пентоксида ванадия. Ванадийсодержащие металлизированные окатыши рационально применять только в качестве шихтовых материалов в связи с невысоким содер-

жанием в них оксидов ванадия.

Конверторные ванадиевые шлаки наряду с оксидами ванадия и железа содержат от 5 до 12 % оксидов титана и марганца. В связи с тем, что для некоторых марок сталей содержание титана и марганца ограничено, важна оценка полноты их восстановления из расплава. Однако если восстановление марганца в условиях сталеплавильного процесса изучено в настоящее время достаточно полно, то восстановления оксидов титана из ванадийсодержащих оксидных материалов рассматривалось в первую очередь в приложении к процессам получения сплавов ванадия в рудовосстановительных печах.

Целью настоящего исследования является рассмотрение процесса восстановления марганца и титана из ванадийсодержащего конверторного шлака с использованием в качестве восстановителей углерода кокса и кремния ферросилиция при температурах сталеплавильного процесса с использованием методов термодинамического моделирования на основе расчета равновесных состояний в модельных термодинамических системах. При реализации термодинамического моделирования использовался готовый программный продукт – программный комплекс «Терра», позволяющий находить равновесные составы многокомпонентных гетерогенных термодинамических систем для высокотемпературных условий.

Полноту восстановления оксидов титана и марганца оценивали по изменению их содержания в продуктах восстановления и отношениям $Ti_{\text{восст}}/Ti_{\text{исх}}$, $Mn_{\text{восст}}/Mn_{\text{исх}}$. Расчеты были выполнены для конверторных ванадиевых шлаков, содержащих 16,0 % V_2O_5 , 5,0 % TiO_2 , 10 % MnO , 25,0 % $Fe_{\text{общ}}$, при температуре 1873 К. Расход восстановителей (коксыка и ферросилиция марки ФС75) был определен исходя из условий максимально полного восстановления ванадия из его оксидов. Приведенные на рисунке 1 зависимости отношения $V_{\text{восст}}/V_{\text{исх}}$ при различных расходах восстановителей показали, что это соотношение составляет порядка 0,95 при расходах коксыка и ферросилиция более 20 кг на 100 кг конверторного ванадиевого шлака.

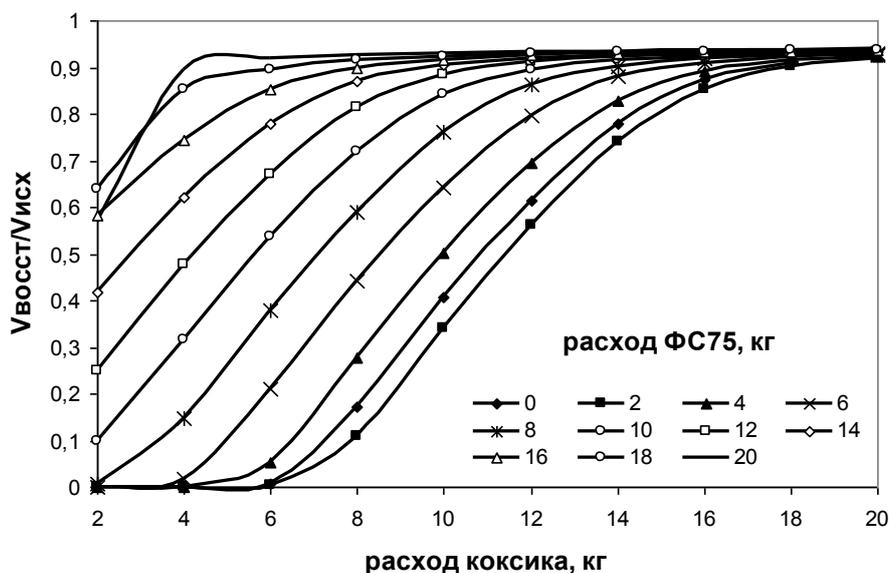
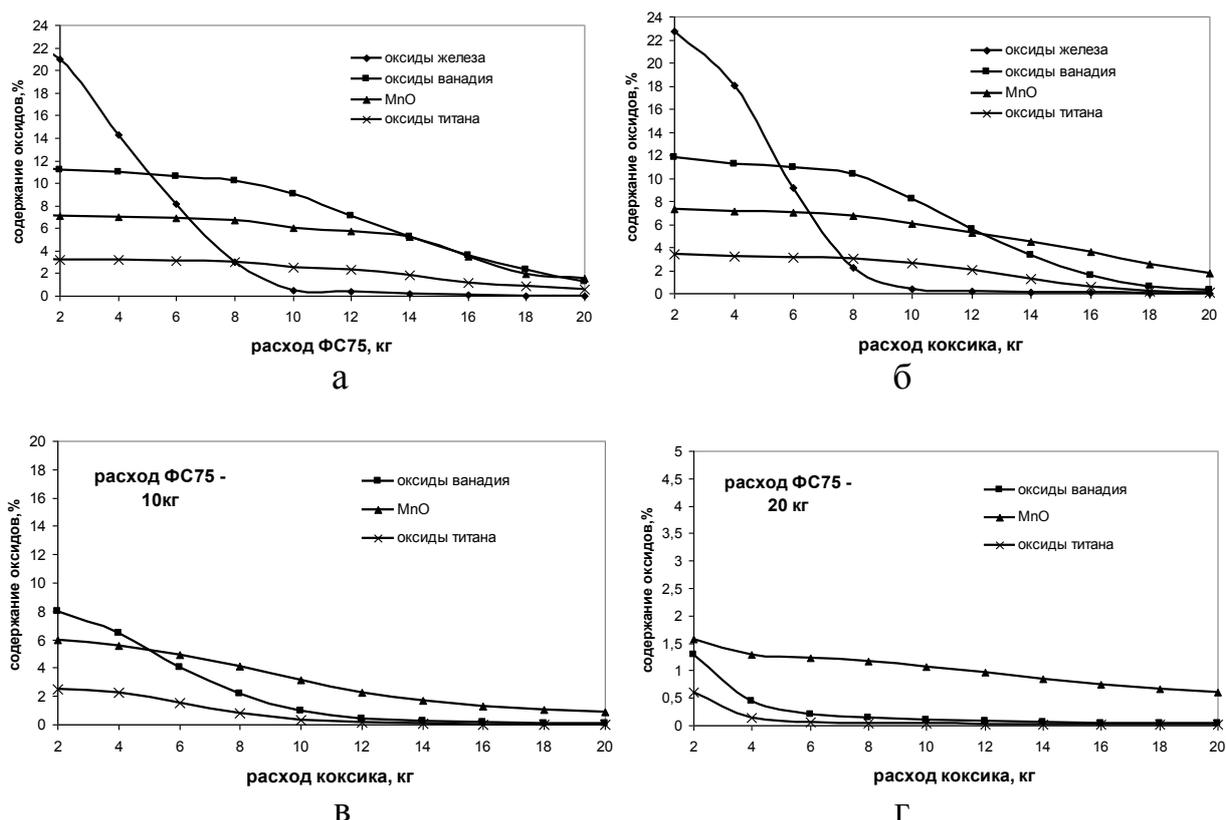


Рисунок 1 – Зависимости изменения отношения $V_{\text{восст}}/V_{\text{исх}}$ от расхода восстановителей

Полученные данные позволили выбрать расход восстановителей для расчетов равным менее 20 кг коксика и менее 20 кг ферросилиция ФС75 на 100 кг конверторного ванадиевого шлака.

Зависимости, характеризующие изменения содержания оксидов железа, ванадия, титана и марганца в процессе восстановления конверторного ванадиевого шлака от расхода восстановителей, приведены на рисунке 2.



а – ФС75; б – коксик; в – коксик при расходе ФС75 10 кг;
г – коксик при расходе ФС75 20 кг

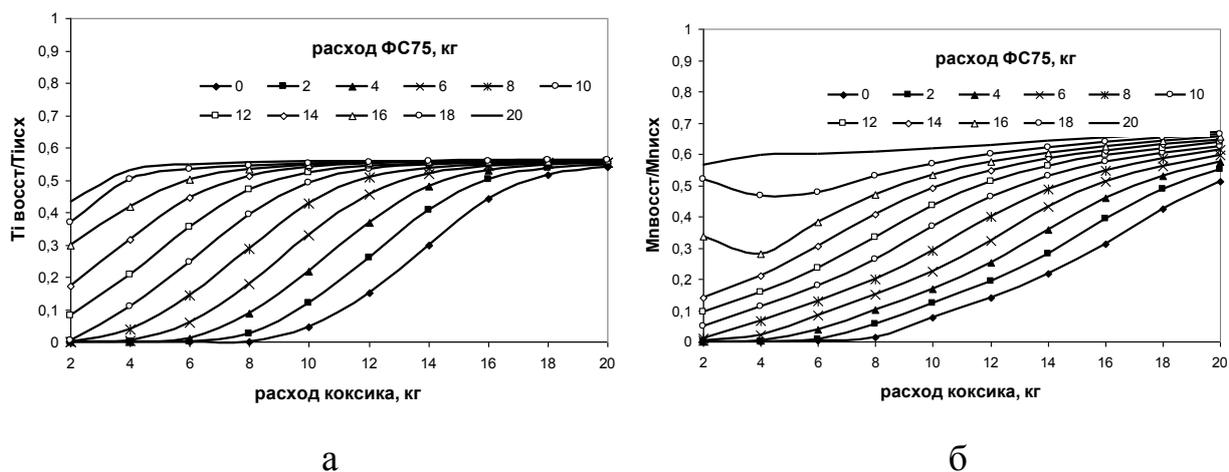
Рисунок 2 – Зависимости изменения содержания оксидов в шлаке от расхода восстановителей

Как следует из представленных зависимостей восстановление оксидов ванадия, титана и марганца коксиком или ферросилицием начинается после полного восстановления оксидов железа при расходе восстановителей порядка 10 кг на 100 кг конверторного ванадиевого шлака. При восстановлении титана коксиком достигаются меньшие значения остаточного содержания оксидов в продуктах восстановления, чем при восстановлении ферросилицием. При карбосиликотермическом восстановлении количество оксидов титана в шлаке менее двух процентов достигается при удельном расходе ферросилиция ФС75 более 10 кг при любых значениях расхода коксика. Мини-

мальное количество оксидов титана составляет около 0,01 % при максимальном расходе обоих восстановителей.

Количество оксида марганца в продуктах восстановления конверторного ванадиевого шлака плавно снижается как при восстановлении только коксиком или ферросилицием, так и при карбосиликотермическом восстановлении до величины в 1 %.

Анализ зависимости отношений $Ti_{восст}/Ti_{исх}$ и $Mn_{восст}/Mn_{исх}$, приведенных на рисунке 3, показал, что при заданных расходах восстановителей величины этих отношений не превышают 0,56 и 0,67 соответственно, что ниже аналогичного соотношения для ванадия.



а – $Ti_{восст}/Ti_{исх}$; б – $Mn_{восст}/Mn_{исх}$

Рисунок 3 – Зависимости изменения соотношений $Me_{восст}/Me_{исх}$ от расхода восстановителей

Проведенные термодинамические расчеты показали, при расходах восстановителей менее 20 кг на 100 кг конверторного ванадиевого шлака не происходит полного восстановления титана и марганца из их оксидов. Количество восстановленного и перешедшего в металл титана ограничено.

УДК 669.263

ИЗУЧЕНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ХРОМОВОЙ РУДЫ УСПЕНСКОГО РУДОПРОЯВЛЕНИЯ

Ходосов И.Е., Силин М.Ю., Чукреева Е.С.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Проблемы отечественной ферросплавной промышленности в значительной степени связаны с отсутствием надежной сырьевой базы. Наиболее ярко выражен дефицит хромовых руд, которые для России являются страте-

гическим сырьем. Отсутствие отечественной сырьевой базы стало насущной проблемой ферросплавной промышленности.

Значительное количество руды, используемой для выплавки сплавов отечественного феррохрома, добывается на Южно-Кемперсайском месторождении хромовой руды Донским ГОКом, созданным еще в 1938 г. Для Кимперсайского массива характерны высокохромистые руды, которые достаточно полно исследованные и характеризуются стабильными технологическими показателями. Эти богатые руды стали дефицитными для России, после распада СССР. В течение последних 20 лет Казахстан увеличил внутреннее потребление хромитов, расширил производственные мощности феррохрома, сократил в 2 – 2,5 раза поставки хромитовых руд с одновременным повышением цены в 2 – 3 раза. Таким образом, отечественные предприятия были вынуждены находить другие источники хромо-рудного сырья, им пришлось ввозить руды из Индии, Албании, Турции. Значительное влияние на мировой оборот хромо-рудного сырья оказала КНР, в разы увеличившая потребление импортных хромовых руд. Современная ситуация сложившаяся среди стран производителей хромовой руды и феррохрома представлена на рисунке 1. Не маловажно, что основной резерв качественных запасов хромовых руд Казахстана (приблизительно 95 %) представляют месторождения пригодные для подземной разработки. Таким образом, согласно мировым темпам роста потребления хромосодержащих материалов можно утверждать, что в первой половине этого столетия дефицит Казахстанской хромовой руды для России сохранится.

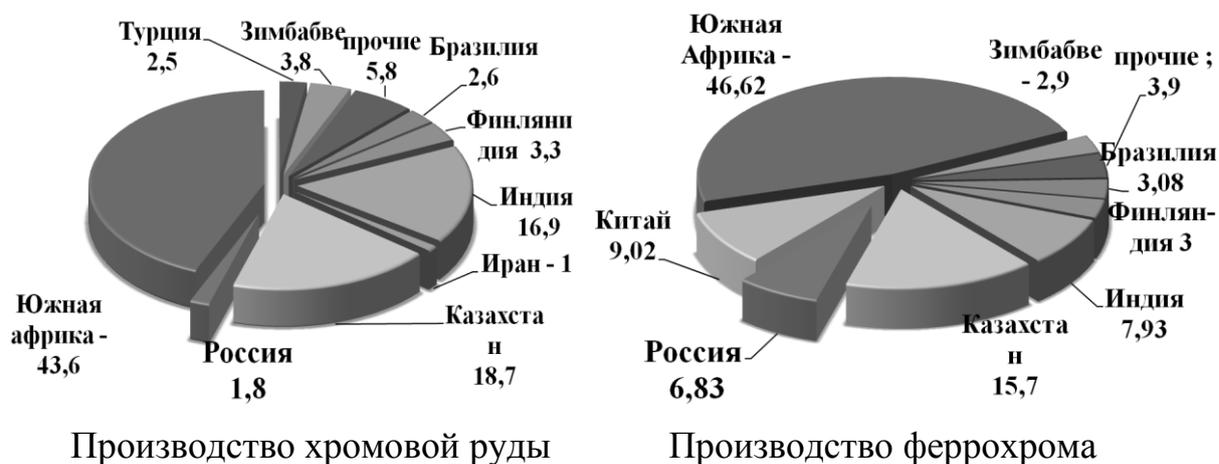


Рисунок 1 – Доли стран-производителей хромовой руды и феррохрома на мировом рынке

В течение последних десяти лет значительное внимание уделено разработке рудной базы на Полярном и Приполярном Урале. Однако удовлетворить требования предприятий и ликвидировать дефицит хромового сырья за счет использования руды уральского региона не возможно, в связи с рядом причин, к которым можно отнести: низкое содержание хрома в руде; климатические и ландшафтные особенности Приполярного Урала, ослож-

няющие добычу; нехватка инфраструктурных мощностей, недостаточность информации о строении и свойствах руд, их технологических характеристиках. Современное отечественное сырье не способно обеспечить ферросплавную промышленность ни по качественным, ни по количественным показателям. Собственное производство обеспечивает 12 % потребности и составляет 4 % от достигнутых мощностей. В 2010 году потребление хрома в России увеличилось почти в два раза до 770 т. При этом если учитывать, что общие прогнозные ресурсы хромовых руд России выходят в пятерку главных сырьевых стран, то из выше сказанного можно сделать вывод о необходимости расширения географии сырьевой базы хромовой руды. Этот процесс должен включать не только геологическую оценку недр, но и одновременную оценку пригодности руды в производстве.

Процесс получения феррохрома сложный процесс, и в значительной степени его сложность обусловлена технологическими особенностями используемого сырья. Оценка металлургической значимости, позволит упростить и сделать более эффективным использование руды в промышленности.

В 2010 году на кафедре металлургии черных металлов стандартизации и сертификации СибГИУ была начата работа по исследованию металлургических свойств хромовой руды, которая была обнаружена в результате геологической разведки на смежной территории Кемеровской области и Алтайского края. Данная руда относится к рудопроявлению с названием Успенское. Исследованию подверглась горная масса объемом один кубический метр и массой три тонны.

Рудопроявление Успенское характеризуется протяженностью 17 км. Предварительная оценка мощности месторождения 200000 тыс. т. Рудная масса представлена глиной – 40 и 60 % – обломочная фракция, в которой основная масса, более 70 %, относится к классу +10, также присутствует песчаная фракция классом минус 1 и рудные глыбы классом +40.

Среди разнообразных направлений использования хромовой руды наибольшее значение занимает производство ферросплавов. Пригодность хромовой руды для производства феррохрома определяется следующими требованиями: содержание в руде Cr_2O_3 не менее 47 % ; SiO_2 не более 7 – 10 % ; соотношение $Cr_2O_3/FeO_{общ}$ должно быть не менее 3 – 3,5; содержание P не более 0,008. Немаловажным показателем при оценке пригодности хромовой руды к производству феррохрома является соотношение MgO/Al_2O_3 при повышении данного показателя более двух, шлаки становятся высокомагнезиальными, что затрудняет ведение процесса выплавки феррохрома. На первоначальном этапе исследований были проведены химический (таблица 1) и рентгенофазовый анализы. Однако знание химического и минералогического состава недостаточно для оценки технологических характеристик. Наиболее перспективным является комплексный подход к исследованию, позволяющий получить наиболее полные и разносторонние металлургические характеристики исследуемой руды.

Восстановимость руды одно из основных металлургических свойств

рудных материалов, ее наиболее полная оценка возможна при проведении серии экспериментов, позволяющих выявить вещественные, температурные и временные зависимости процесса восстановления.

Таблица 1 – Химический состав руды рудопроявления Успенское Кимперсайского и Сарановского месторождений

Содержание, мас. %	Руда		
	Успенское рудопроявление	Кемпирсайское месторождение	Сарановское месторождение
Cr ₂ O ₃	52,44	53,83	37,42
FeO _{общ}	13,7	11,84	20,09
Al ₂ O ₃	12,68	7,96	20,86
MgO	11,97	18,01	15,22
SiO ₂	7,2	6,47	5,22
CaO	0,18	0,32	0,20
S	Не опр.	0,015	0,45
P	0,004	0,002	Не опр.
Cr ₂ O ₃ /FeO _{общ}	3,8	4,5	1,8
MgO/Al ₂ O ₃	0,94	2,26	0,72

Таблица 2 – Результаты рентгенофазового анализа

Результаты РФА	
Много:	хромпикотит
Присутствует:	кварц, гетит
Немного:	тальк, хлорит, полевой шпат

Оценка проводилась методом непрерывного взвешивания. Термовесовой метод заключается в нагреве шихты и оценки изменения ее массы. Исследуемый образец помещали в корундовый тигель и помещали в печь, предварительно нагретую до различных температур. Образец – навеска из хромовой руды фракции 2 – 5 мм и кокса фракции 3 – 5 мм. Шихту рассчитывали на полное восстановление хрома и железа с незначительным избытком. На рисунке 3 приведены результаты кинетических исследований при 1600, 1700 и 1800 °С в сравнении с данными, полученными при карботермическом восстановлении идентичной навески Кимперсайской хромовой руды.

Степень восстановления была рассчитана как отношение убыли массы, полученной в ходе проведения эксперимента, к массе газовой фазы СО, полученной расчетным путем. Факторы, объясняющие металлургические отличия различной хромовой руды, не имеют однозначной оценки, из наиболее исследованных известны: особенности гранулометрического состава; де-

фектность хромита; степень окисленности железа; минеральный и химический состав вмещающей породы. Все это оказывает комплексное воздействие на свойства руды и в разной степени проявляется при металлургических процессах.

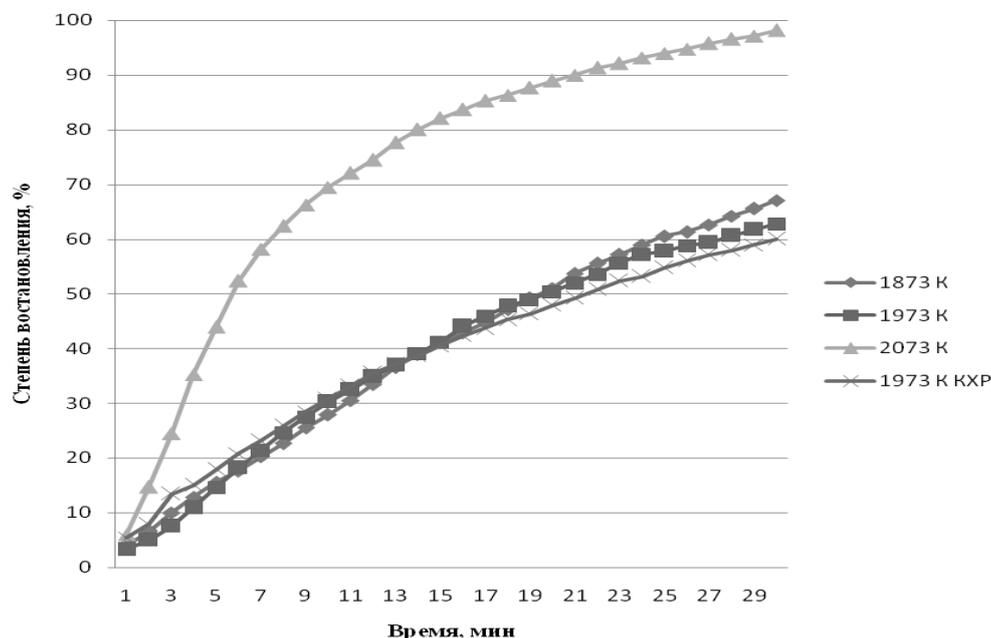


Рисунок – 3 Зависимости степени восстановления оксидов хромовой руды Успенского рудопроявления (при 1873, 1973, 2073 К) и Кимперсайского месторождения (КХР при 1973 К) от длительности изотермической выдержки

Современные тенденции, связанные с увеличением внутреннего потребления металлургической продукции с высокой степенью передела, непосредственно включают увеличение потребления хромосодержащих материалов. Для создания надежной сырьевой базы необходимо использовать комплексный подход к исследованию и применению хромовой руды различных месторождений. Вследствие чего открывается перспектива расширения географии отечественной ферросплавной промышленности за счет использования природных ресурсов и металлургической базы Кузбасса.

УДК 669.046.46

ПРОИЗВОДСТВО ФОСФОРА В РОССИИ. ПРОБЛЕМЫ, ПОИСКИ, РЕШЕНИЯ

ХАНДЮК Т.С., ЯКУШЕВИЧ Н.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Мировой опыт свидетельствует: химическая промышленность определяет уровень научно-технического прогресса и поэтому степень химизации

является критерием развития экономики государства.

Так, доля химической отрасли в промышленном производстве в США и Японии составляет 6,5 %, в Китае – 7,7 %, в странах ЕС – 4,6 %. Сферой потребления являются практически все отрасли промышленности.

Таблица 1 – Структура потребления химической продукции в различных сферах экономики ЕС, %

Наименование сферы использования химической продукции	%
Текстильная и легкая промышленность	8,3
Сельское хозяйство	6,4
Строительство	5,4
Автомобилестроение	5,3
Бумажная промышленность, печать	4,5
Сфера обслуживания	16,4
Потребительский рынок	30,3
Машиностроение, металлургическая и электротехническая промышленность	9
Другие сферы потребления	16,4

В России с середины 70-х до конца 80-х годов прошлого столетия СССР по объемам производства фосфора занимал первое место в мире, при этом в структуре потребления до 50 % состояли удобрения, кормовые и пищевые добавки.

Однако в России с конца 2002 года произошло полное свертывание производства желтого фосфора и остановка завода АО «Фосфор» в г. Тольятти. Большую роль в прекращении производства сыграло ухудшившиеся условия поставки фосфатного сырья из Казахстана, рост стоимости электроэнергии, изношенность основного технологического оборудования.

Следует отметить, что в разных регионах России достаточно много фосфорсодержащих руд. В европейской части России главным образом – апатитовые концентраты в Мурманской области, где идет разработка кольских апатитов. В Сибири многочисленные промышленно значимые фосфатопоявления и месторождения выявлены в пределах Алтае-Саянской складчатой области, Присаянье, Прибайкалье и Забайкалье. В Кузнецком Алатау и в Горной Шории наиболее развита карбонатная субформация. С ней связан ряд месторождений: Белкинское, Мрасское, Талановское, Пурла и другие.

В настоящее время вся фосфорная промышленность России ориентирована, в основном, на производство апатитового концентрата, который добывается в объеме 12 млн. т в год и экспортируется в разные страны мира (Китай, Индия, Бразилия, США, страны ЕС). Объемы производства фосфорных удобрений (суперфосфат, двойной суперфосфат и др.) в России незна-

чительны. Основными видами производимых из апатитовых концентратов кислотным способом фосфорных удобрений являются комплексные удобрения – аммофос (MAP), диаммофос (DAP) и азофоска (NPK). Производство минеральных удобрений осуществляется на более чем 20 предприятиях.

Возрождение производства фосфора углеродотермическим способом нерентабельно из-за постоянного роста стоимости электроэнергии. Производство желтого фосфора относится к наиболее энергоемким процессам, где стоимость электроэнергии занимает более 70 % в общих издержках производства, на 1 т желтого фосфора требуется в среднем около 14,5 тыс. кВт/ч. Значительное влияние на стоимость фосфора оказывает рост стоимости на кокс, ухудшение качества фосфоритов (снижение содержания P_2O_5), увеличение кратности шлака и расхода электроэнергии на проплавление шлака. Необходимы новые технологические решения.

Нами запатентован способ получения фосфора и алюминатов кальция методом алюминотермического восстановления фосфатов (патент №2386585 Российская Федерация, МПК С 01 В 25/027. Способ получения алюминатов кальция и фосфора / Якушевич Н.Ф., Ужегова Т.С., Чужинова И.В.). На рисунке 1 представлена технологическая схема получения фосфора, высокоглиноземистого цемента и попутных продуктов.

Кальцитовая руда с содержанием от 10 % P_2O_5 перед подачей в реактор проходит несколько стадий предварительной подготовки. Для удаления карбонатов и получения извести кальцитовая руда проходит декарбонизирующий обжиг в шахтной печи при температуре 1100 – 1200 °С. Обожженная руда для гашения свободного СаО (выщелачивание) подается в бак – гаситель. Известковое молоко, получаемое в гасителе, и поступает в отстойники для отстаивания и получения технологической осветленной воды (возвращающейся в замкнутый цикл) и $Ca(OH)_2$ на реализацию (известковое молоко, мел).

Отфильтрованный осадок – концентрат фосфоритов с содержанием P_2O_5 не менее 34 % подается в мельницу мокрого помола, полученная пульпа поступает на дополнительное промывание в корытную мойку, далее в гидроциклоны и в сушильные барабаны. Сухой концентрат поступает на помол и далее часть его поступает на приготовление воздушной смеси для получения двойного суперфосфата, часть для приготовления реакционной шихты. Перед подачей в реактор компоненты шихтовой смеси дозируются, подвергаются смешиванию, компактируются и при необходимости нагреваются до 200 – 500 °С для интенсификации процесса.

Загрузка шихты осуществляется периодически через систему бункеров. На выходе из реактора получается три продукта: фосфор-газ, алюминатный шлак и феррофосфор.

Фосфор-газ из реактора по одному из газозаборных патрубков, посту-

пает или на конденсацию для получения желтого фосфора или на производство удобрения, где происходит обогащение совместным сжиганием паров фосфора и концентрата с содержанием P_2O_5 34 % до фосфата с содержанием P_2O_5 42 – 49 %.

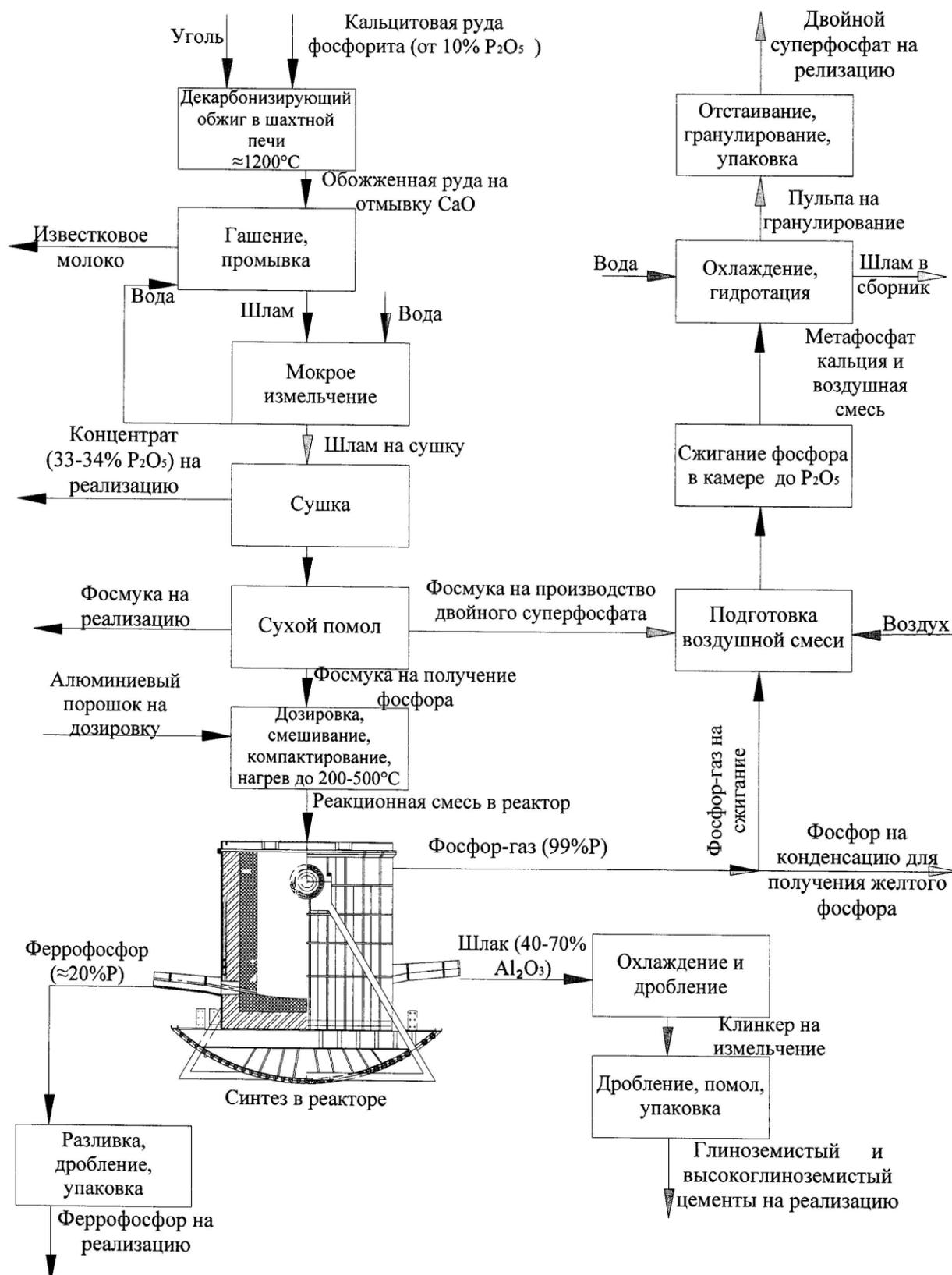


Рисунок 1 – Технологическая схема получения фосфора и высокоглиноземистого цемента

Приготовленная воздушная смесь, состоящая из тонко помолотого концентрата фосфоритов, поступает в камеру сжигания, куда подается фосфор-газ из реактора. Из камеры сжигания отходящая газовая фаза, состоящая из жидких частиц метафосфата и газовой фазы, поступает на охлаждение и гидратацию. При воздействии воды метафосфат кальция гидратируется с образованием гидратов, далее полученный шлам поступает на отстаивание и из шламового сборника полученная пульпа подается на грануляцию. Пульпа гранулируемого вещества распыляется сжатым воздухом в барабанном грануляторе-сушилке. Влажные агломерационные частицы окатываются по внутренним элементам барабана, приобретая сферическую форму, и сохнут в потоке теплоносителя. В зоне выгрузки установлен классификатор, выполненный в виде конуса. Крупная фракция скапливается у узкого основания конуса и выгружается из аппарата. Мелкая фракция возвращается в зону распыливания пульпы. Гранулы готового двойного суперфосфата поступают на упаковку и складирование.

Шлак, содержащий алюминаты кальция, при температуре 1700 – 1800 °С выпускается из реактора периодически, слив происходит через летку в футерованный желоб, далее шлак поступает в водоохлаждаемый барабан, где происходит его охлаждение. Полученный шлак может реализовываться в качестве клинкера для изготовления жаростойкого цемента. Целесообразно организовать производство цемента непосредственно на предприятии, для чего необходимо осуществить дробление и помол клинкера до необходимой фракции.

Жидкий металл (феррофосфор) выпускается из реактора периодически. Слив при небольшом объеме производства осуществляется в изложницы, где металл охлаждается и далее поступает на дробление и упаковку.

Представленная технология дает возможность производства фосфора в любых, в том числе и в небольших объемах и получения товарной продукции для реализации потребителю на всех участках производства (концентрат фосфоритов, известь, фосфорные удобрения (двойной суперфосфат, аммофос, нитрофос), желтый фосфор, клинкер, цемент, феррофосфор).

НАНОМЕТАЛЛУРГИЯ ВОЛЬФРАМА: СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ

ЧЕРГАНОВ Ю.В., ГАЛЕВСКИЙ Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Вольфрам и его соединения играют важную роль в современном материаловедении. При этом около 95 % добываемого вольфрама используется в металлургии. Чистый вольфрам применяется для изготовления электронно-лучевых трубок, в производстве тиглей для испарения металлов, как конструкционный материал для космических и других аппаратов, эксплуатируемых при высоких температурах, является непременной составляющей лучших марок инструментальной стали [1]. Достаточно востребованы и сплавы вольфрама, обладающие многими замечательными свойствами. Так называемый тяжелый металл из сплава вольфрам - никель - медь служит для изготовления контейнеров, в которых хранят радиоактивные вещества. Его защитное действие на 40 % выше, чем у свинца. Этот сплав применяют и в радиотерапии, так как он создает достаточную защиту при сравнительно небольшой толщине экрана. Сплавы карбида вольфрама с кобальтом настолько тверды, что могут частично заменить алмаз при бурении скважин, по-прежнему широко применяются в конструкциях аппаратов высокого давления для синтеза сверхтвердых материалов. Псевдосплавы вольфрама с медью и серебром рекомендуются в качестве материала для рубильников и выключателей электрического тока высокого напряжения и служат в шесть раз дольше обычных медных контактов [2].

Значительные объемы потребления вольфрама обуславливают необходимость разработки мероприятий по его ресурсосбережению и рециклингу. При этом важным направлением является повышение эксплуатационных свойств и срока службы изделий из вольфрамсодержащих материалов за счет использования вольфрама в нанодисперсном состоянии. Действительно, благодаря существенным отличиям в размерах стандартные порошки вольфрама (10 – 2 мкм) и его нанопорошки (100 – 5 нм) обладают различными физико-химическими свойствами. Нанопорошки химически более активны, легко взаимодействуют с кислородом и монооксидом углерода. При спекании заготовок из нанопорошков возможно получение мелкозернистой структуры с размером зерна на порядок меньшим, чем при применении порошков стандартной гранулометрии. Поэтому сплавы, произведенные из нанопорошков, обладают более высокими механическими свойствами, а изделия из них – увеличенным сроком службы. В связи с этим разработка эффективных технологий производства нанопорошков вольфрама является актуальной задачей современной порошковой металлургии.

Проведенный анализ научно-технической литературы позволяет выделить следующие способы получения нанопорошков вольфрама:

1. Способ электрического взрывания проводников.

Нанопорошки получают на опытно-промышленных установках, основными элементами которых являются генератор импульсных токов, блок осциллографической регистрации разрядного тока в контуре и напряжения на взрываемом проводнике, разрядная камера. Электрический взрыв проводников осуществляют в режиме «быстрого взрыва». В разрядной камере находится азот или другие газы при пониженном давлении порядка 0,3 атм. Недостатком данного способа является неоднородный гранулометрический состав нанопорошка – от 200 до 5 нм. Основными параметрами, влияющими на дисперсность порошка вольфрама, являются газовая среда и давление в разрядной камере [3].

2. Плазмометаллургический способ.

Наиболее универсальный способ получения нанопорошков металлов, сплавов и соединений – восстановление и синтез в химически активной плазме. Взаимодействие плазмы с обрабатываемым веществом обеспечивает плавление, диспергирование, испарение, а затем восстановление и синтез продукта с размером частиц до нанометров.

Плазменное восстановление кислородных соединений или солей вольфрама с получением металлического порошка можно осуществлять водородом или продуктами конверсии углеводородов. Так, обрабатывая WO_3 в аргонно-водородной плазме при 4000 – 5000 °С, используя конвертированный газ, состоящий только из СО и водорода, обеспечивают полное восстановление оксидов вольфрама до металла при избытке восстановителя не ниже двукратного. Процесс происходит в плазмометаллургическом реакторе [4]. При производстве нанопорошков вольфрама необходимо подбирать тип и устройство реактора, особенно важно тип и вид расположения плазмотронов. Как правило, используют многоструйные реакторы, позволяющие увеличить их мощность и производительность. Получают порошки вольфрама со средним размером частиц около 50 нм и удельной поверхностью 6000 – 8000 м²/кг. Возможность управления дисперсностью порошков (в том числе с размерами частиц менее 10 – 30 нм), получаемых при конденсации из потоков термической плазмы, подтверждена при исследованиях плазменно-водородного восстановления оксидов вольфрама. Данный способ позволяет получать порошки однородного гранулометрического состава достаточно высокой чистоты.

Сведения о фирмах, заявивших о себе как поставщиках нанопорошков вольфрама и материалов на его основе, приведены в таблице 1.

Имеющаяся информация не позволяет оценить уровень технического освоения производства нанопорошков (крупнолабораторный, опытный, промышленный) в российской и зарубежной металлургической практике. Выполненный в этом направлении в 70 – 80-е годы значительный объем научных и прикладных исследований, главным образом научным коллективом

Института металлургии и материаловедения РАН под руководством академика РАН Цветкова Ю.В., заложил необходимые технологические основы нанометаллургии вольфрама, требующие в настоящее время дальнейшего развития.

Учитывая роль и место вольфрама в современном материаловедении, можно ожидать государственной поддержки этого направления и финансирования его как одного из приоритетных проектов Российской корпорации нанотехнологий, учрежденной Федеральным законом РФ № 139-ФЗ от 19 июля 2007 года «для реализации государственной политики в сфере нанотехнологий, развития инновационной инфраструктуры в сфере нанотехнологий, реализации проектов создания перспективных нанотехнологий и наноиндустрии».

Таблица 1 – Сведения о поставщиках нанопорошков вольфрама и характеристики нанопорошков

Фирма-поставщик	Вольфрамсодержащие материалы и их характеристики		
	состав	наноуровень, нм	стоимость, руб./кг
Nanostructured & Amorphous Materials, Inc., США [2]	W 99,9 %	60 – 10	*
	W 99,0 %	50	*
	W – Cu 6 %	50 – 100	*
	W – Cu 10 %	50 – 100	*
	W – Cu 15 %	50 – 100	*
	W – Cu 20 %	50 – 100	*
	W – Cu 25 %	50 – 100	*
	W – Cu 40 %	*	*
	W – Mn – Al	*	*
	W – Ni – Cu	*	*
	W – Ni – Fe	*	*
	WC 99,5 %	90 – 300	*
	WC – Co 8 %	60 – 250	*
	WC – Co 12 %	60 – 250	*
WC ₂	20 – 50	*	
ООО «Экос-Сибирь» [2]	W 99,9 %	500 – 5000	3000
	W 99,9 %	1000	3000
	W	2 – 10	18000
	W	10 – 100	12000
	W	100 – 1000	6000
* сведения не приведены			

Библиографический список

1. Каламазов Р.У. Высокодисперсные порошки вольфрама и молибдена / Р.У. Каламазов, Ю.В. Цветков, А.А. Кальков. – М.: Металлургия, 1988. – 192 с.
2. Производство и применение нанопорошков / Интернет -<http://popnano.ru/>.
3. Ильин А.П. Получение нанопорошков вольфрама методом электрического взрыва проводников / А.П. Ильин [и др.]. // Известия Томского политехнического университета. – 2004. – № 4. – С. 68-70.
4. Либенсон Г.А. Процессы порошковой металлургии. В 2-х т. Т.1. Производство металлических порошков: Учебник для вузов / Г.А. Либенсон, В.Ю. Лопатин, Г.В. Комарницкий. - М: «МИСИС», 2001. - 368 с.

УДК 622.6

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ФЛЮСОВ ВО ВТОРИЧНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ АЛЮМИНИЯ

БЕХТЕРЕВА М.М., ГАЛЕВСКИЙ Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

На сегодняшний день одним из актуальных вопросов в развитии алюминиевой промышленности является увеличение объемов производства рециклированного алюминия, который все более активно заменяет в изделиях первичный алюминий и в развитых странах доля его в общем потреблении алюминия уже достигает 30 % [1].

Важность проблемы производства вторичного алюминия заключается в улучшении его качества по сравнению с первичным, для чего необходима разработка и внедрение новых флюсовых композиций и способов их эффективного использования для удаления из алюминия и его сплавов примесей щелочных и щелочно-земельных металлов. Существующие способы рафинирования имеют следующие недостатки: высокий удельный расход активного реагента, значительное шлакообразование в процессе рафинирования, высокое количество выбросов хлоридов и фторидов в окружающую среду, большую стоимость, отсутствие аналогов гранулированного флюса российского производства для установок инъекции.

Целью данной работы является анализ существующего рынка флюсов, используемых во вторичной металлургии алюминия, и оценка эффективности их применения.

Флюсы, применяемые в металлургии алюминия, подразделяют на две основные группы – покровные и рафинирующие – и используют для:

- очистки расплава от неметаллических и газовых включений;
- модифицирования эвтектики Al-Si сплавов;
- снижения содержания алюминия в шлаке и предотвращения окисления алюминия во время плавления;

- рафинирования алюминиевого сплава от магния;
- плавки шлаков, банки, стружки и другого низкосортного сырья в роторных печах;
- очистки футеровки всех типов от настывлей и шлаковых наростов.

Рафинирующие флюсы предназначены для очистки жидкого алюминия от неметаллических и газовых включений, а также от примесей щелочных и щелочноземельных металлов. Для производственной практики большое значение имеет как можно более быстрая и глубокая очистка расплава, включающая в себя удаление нескольких примесей одновременно – так называемое комплексное рафинирование. Для алюминиевых заводов, производящих алюминий и полуфабрикаты, в первую очередь требуется очистка от магния, лития, кальция и натрия, переходящих в расплав в процессе электролиза. Вопрос выбора способов рафинирования зависит, в основном, от целей, которые перед собой ставит предприятие.

По данным компании «Alusil», к 2015 г. значительно увеличится доля легковесного скрапа: упаковочная фольга, банка для напитков, тонкостенные профили и т.д., а доля алюминиевых деформируемых сплавов с повышенным содержанием магния в ломах и отходах алюминия составит 70 % [1]. Поэтому проблема рафинирования вторичных алюминиевых сплавов от избыточного магния будет оставаться актуальной и дальше.

Классическими методами удаления магния является обработка расплава криолитом в смеси с хлоридами натрия и калия. Обоснованность выбора рафинирования криолитом принципиальных сомнений не вызывает. Объясняется это, прежде всего, тем, что удаление магния из алюминиевого расплава устойчиво и стабильно протекает по известной реакции:



На практике для удаления 1 кг магния при температуре обработки 800 – 850 °С требуется до 12 – 14 кг Na_3AlF_6 , что в 2 – 3 раза больше теоретически необходимого [1]. Повышенный расход активных реагентов можно объяснить безвозвратными потерями на стадии их пребывания на поверхности расплава и неэффективного замешивания, а также неправильным выбором температуры и времени рафинирования.

При выборе флюса для рафинирования алюминия от магния правильно учитывать не только расход флюса, время рафинирования и температуру, при которой наиболее устойчиво магний взаимодействует с алюминиевым расплавом, но и шлакообразование, которое происходит в процессе рафинирования. Чем больше коэффициент шлакообразования, тем больше потери алюминия в процессе рафинирования, как в виде алюминия металлического, снятого вместе со шлаком после обработки расплава флюсом, так и в виде оксида алюминия. На сегодняшний день существуют технологии плавки и рафинирования вторичного алюминия, позволяющие сократить потери алюминия со шлаками, снизить расход флюсов и времени рафинирования, снизить выбросы галогенидов в окружающую среду. На рынке представлены

новые универсальные флюсы, которые производит московская компания «Стройбис – XXI». В настоящее время ведутся активные опытные исследования по эффективности применения данных флюсов в производстве как первичного, так и вторичного алюминия. Назначение и достоинства новых флюсовых препаратов, используемых во вторичной металлургии алюминия, представлены в таблице 1.

Для рафинирования алюминиевых сплавов от магния на ряде предприятий вторичной цветной металлургии введён в серийную технологию флюс на основе фторалюмината калия «Экораф-3.1.1» взамен криолита и фтористого алюминия. В отличие от ранее используемых криолита и фтористого алюминия технология рафинирования флюсом «Экораф-3.1.1» не предполагает использования хлористых солей, расход флюса на 1 кг магния составил 6 – 7 кг на концентрациях более 0,7 %, 10 кг на концентрациях до 0,3 % и 14 кг на концентрациях до 0,1 % [3]. Технология инъекции гранулированного флюса «Экораф-3.1.1» освоена на заводах компании «РУСАЛ»: трех заводах первичного алюминия, трех заводах вторичных алюминиевых сплавов и двух металлургических заводах. Экономический расчёт эффективности флюсов для рафинирования от магния представлен в таблице 2 [3]. Суммарный экономический эффект от использования флюса «Экораф-3.1.1» за три года составил более 30 млн. руб. [1].

Таблица 1 – Характеристики флюсов

Марка флюса	Назначение	Достоинства
«Дегазёр», «Фтор-30», «Экораф-3.1.1»	Очистка алюминия и его сплавов от неметаллических (Al_2O_3) и газовых (H_2) включений и примесей щелочных и щелочноземельных металлов (Na, Mg, Li, Ca)	– низкая температура плавления; – малое время рафинирования; – не требует использования хлористых солей; – высокая поверхностная активность (позволяет снизить содержание магния до 0,002 %, натрия, кальция и лития до 0,0001 %); – низкое шлакообразование в процессе рафинирования;
«ФПК-5», «Экораф-5»	Предназначен для предотвращения окисления алюминия в процессе плавки, снижения шлакообразования и увеличения извлечения алюминия из шлака.	– адсорбция оксидов, рафинирование от включений и примесей; – снижает шлакообразование; – содержание алюминия в отвальных солевых кеках не более 3 %; – предотвращение окисления алюминия в шлаке после его съёма; – увеличение металлургического выхода;
«Экораф-1»	Обработка новой фу-	– увеличивает срок службы футеровки,

«Экораф-1Р», «Экораф-1S»	теровки всех типов и предотвращение за-растания от настыви и шлаковых наростов.	образуя на её поверхности твёрдый стекловидный слой; – не оказывает вредного воздействия на футеровку; – возможность провести очистку футеровки без полной остановки печи; – низкая влажность;
-----------------------------	---	---

Помимо рафинирования алюминиевых сплавов от магния важной задачей в рециклинге алюминия является его очистка от лития, натрия и других примесей. Для этого в испытательной лаборатории ЗАО «Меркурий» и промышленных условиях ОАО «РУСАЛ Новокузнецк» были проведены работы по очистке алюминия от лития и натрия гранулированным флюсом на основе калиевого криолита (с добавками катализаторов и разжижителей), разработанным компанией «Стройбис-XXI» специально для подачи флюса в расплав через систему импеллер в газо-флюсовой смеси [4]. Испытания с использованием установки «Rotojet» компании «HOESCH» показали, что при некотором модифицировании предлагаемой технологии, с использованием отечественного гранулированного флюса, можно добиться снижения содержания примесей ЦМ и ЦЗМ до требуемого уровня. Кроме того, отечественный гранулированный флюс стоит вдвое дешевле импортного.

Таблица 2 – Экономический расчёт эффективности флюсов для рафинирования алюминиевых сплавов от магния

Параметр	Криолит	Экораф-3.1.1
Практический расход, кг активного реагента (АР) / 1 кг Mg	14	10
Стехиометрический расход, кг флюса / 1 кг Mg	5,7	4,6
Коэффициент полезного действия	0,40	0,46
Стоимость активного реагента (АР), руб./т	32,35	27,0
Расход смеси NaCl + KCl, кг смеси/ 1 кг Mg	14	Не требует
Стоимость хлористых солей, руб./кг	4	-
Расход готового флюса, кг флюса / 1 кг Mg	28	10
Стоимость готового флюса, руб./ кг	18,17	27,0
Затраты на рафинирование, руб./ 1 кг Mg	508	270
Время обработки, мин	45 - 80	45 - 60
Температура обработки, °С	800 - 850	750 - 780
Шлакообразование, $K_{шл}$	1,28	1,13
Количество образовавшегося шлака, кг	35,8	11,3
Содержание алюминия в шлаке, %	15	15
Содержание алюминия в шлаке, кг	5,4	1,7
Стоимость вторичного алюминия, руб./кг	59,4	59,4

Потери алюминия, руб.	320,7	100,1
Общие затраты на рафинирование с учётом потерь Al со шлаком, руб. / 1 кг Mg	828,7	370,1

В оригинальной технологии компании «НОЕССН» предлагается использовать фтористый алюминий, однако установлено, что он обладает меньшими рафинирующими свойствами (рисунок 1). Поэтому на ОАО «РУСАЛ Новокузнецк» в качестве рафинирующего флюса использовался флюс фирмы «Стройбис XXI» марки «Экораф-3.1.1» и «Фтор-30», которые плавятся при температуре от 630 до 700 °С [5]. Данные флюсы помещались в специальный бункер установки и подавались совместно с азотом в литейный ковш с жидким расплавом.

Такой метод очистки позволил снизить содержание лития, кальция и магния в среднем в два раза, а по натрию степень рафинирования составила около 80 % (рисунок 1).

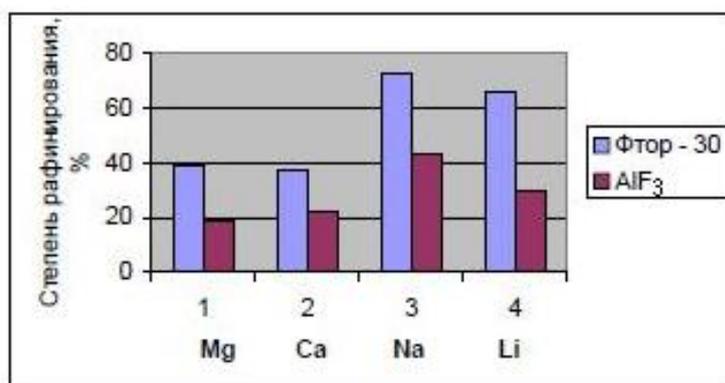


Рисунок 1 – Сравнение эффективности рафинирования флюсом «Фтор-30» и AlF₃ (по результатам лабораторных исследований)

Лабораторные данные подтверждаются промышленными испытаниями на установке «Rotojet» (рисунок 2).

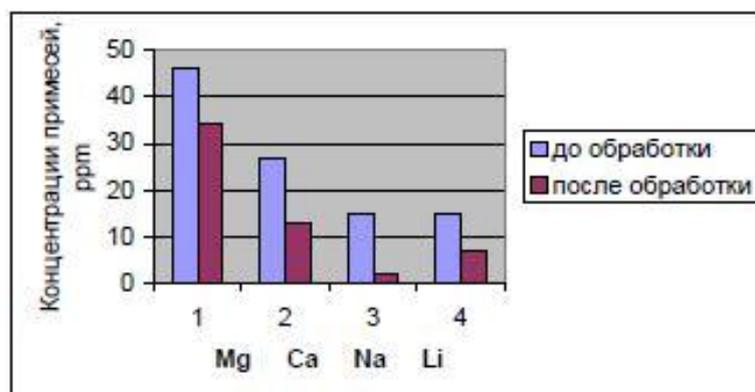


Рисунок 2 – Эффективность рафинирования флюсом «Фтор-30» на установке «Rotojet» по результатам промышленных испытаний

Внедрение новых флюсов дает возможность частично отказаться от использования хлора. Это особенно важно, поскольку использование хлора требует дополнительных затрат по его применению и обеспечению безопасности в работе с ним.

Библиографический список

1. Основные направления повышения эффективности переработки лома и отходов алюминия [Электронный ресурс]: ООО «МеталлТехИнжиниринг» - Цветная металлургия. – Режим доступа – [<http://www.stroibis.ru>].
2. Галевский Г.В. Металлургия вторичного алюминия: Учеб. пособие для вузов / Г.В. Галевский, Н.М. Кулагин, М.Я. Минцис. – Новосибирск: Наука. Сибирское предприятие РАН, 1998. – 289 с.
3. Пискарев Д.В. Флюсы и рециклинг алюминия / Д.В. Пискарев, Д.С. Ульянов, А.В. Тихонов // Цветные металлы. – 2008. – № 3. – С. 89-92.
4. Гель В.И., Пискарев Д.В., Падалка А.В. Рафинирование и модифицирование алюминия и его сплавов с помощью современных методов и реагентов [Электронный ресурс]: ООО «МеталлТехИнжиниринг» - Цветная металлургия. – Режим доступа – [<http://www.stroibis.ru>].
5. Падалка А.В., Пискарев Д.В., Кухаренко А.В., Кузубов Д.В. Очистка алюминия от примесей щелочных и щелочноземельных металлов на установке «Rotojet» ОАО «НКАЗ» [Электронный ресурс]: ООО «МеталлТехИнжиниринг» - Цветная металлургия. – Режим доступа – [<http://www.stroibis.ru>].

УДК 661.665

**ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССОВ КАРБИДООБРАЗОВАНИЯ
В ПЛАЗМОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ РЕАКТОРЕ**

ЮРКОВА Е.К., РУДНЕВА В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В конце 80-х – начале 90-х годов 20 столетия профессором Галевским Г.В. с сотрудниками исследовались особенности образования карбида кремния при синтезе его из микрокремнезема и пропана в лабораторном трехструйном плазмометаллургическом реакторе мощностью 35 кВт в условиях азотно-водородно-аммиачного плазменного потока. Результаты исследований обобщены в работе [1], в которой описан механизм образования карбида кремния при взаимодействии паров кремния и циановодорода. Исследование технологии плазмометаллургического синтеза и модифицирова-

ния карбида кремния, основанной на применении нового кремнийсодержащего и углеводородного сырья, определяет научную и практическую необходимость изучения процессов карбидообразования для следующих конкретных технологических условий и масштабного фактора промышленного уровня: кремний – природный газ (метан), карбид кремния – водород.

При изучении процессов карбидообразования методом зондовой диагностики исследовалась температурная зависимость состава газовой фазы и твердых продуктов синтеза. Экспериментальные исследования проводились в промышленном реакторе мощностью 150 кВт, футерованном изнутри цилиндрическими вставками из диоксида циркония с толщиной стенки 0,005 м, формирующими канал из диоксида реактора диаметром 0,054 м, подробно описанный в [2]. Отбор проб осуществлялся металлическим интенсивно охлаждаемым (расход воды 0,045 кг/с) зондом, выполненным в виде трубки с внутренним диаметром 0,003 м и длиной 0,5 м, соединенным с консольно-вакуумным насосом КВН-8, создающим разрежение 10 – 20 кПа. При этом конденсированные продукты синтеза улавливались на фильтре из стальной сетки саржевого плетения марки С-120, а газообразные отбирались в пипетку. Фильтр и пипетка устанавливались между зондом и вакуумным насосом. При зондировании реактора скорость закалки продуктов синтеза составляла $10^4 - 10^5$ К/с. Отбор проб проводился при каждой температуре в пяти точках с координатами $x = (1/4; 3/4; 1; 5/4; 7/4) r$ (r – радиус канала реактора). При этом было установлено отсутствие радиального градиента концентраций водорода, цианистого водорода, ацетилена, вследствие чего использовались их средние значения. Температура продуктов синтеза в различных зонах реактора принималась равной среднemasсовой температуре потока. Конденсированные продукты синтеза исследовались рентгеновским методом и о соотношении фаз судили по относительной интенсивности характерных линий. Состав газообразных продуктов синтеза исследовался с помощью хроматографического анализа. Температурные зависимости состава газообразных и фазового состава конденсированных продуктов синтеза и модифицирования карбида кремния приведены на рисунках 1 и 2.

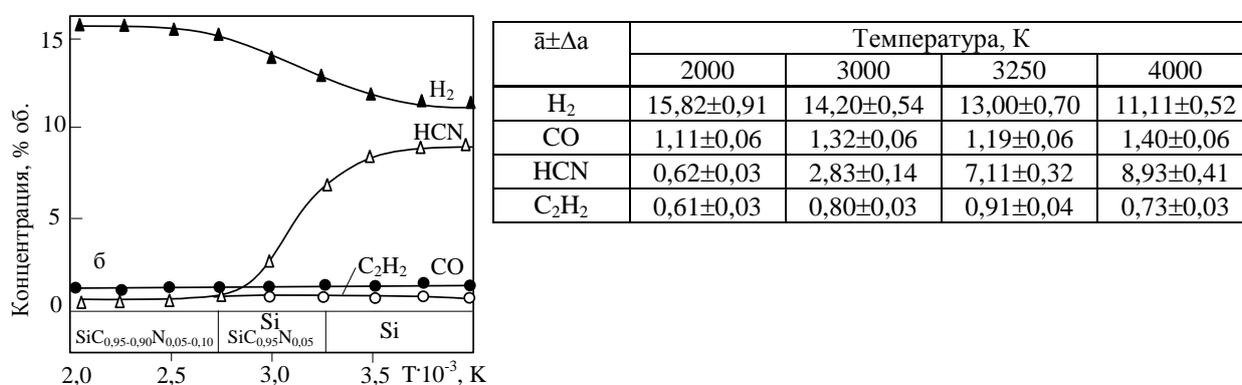
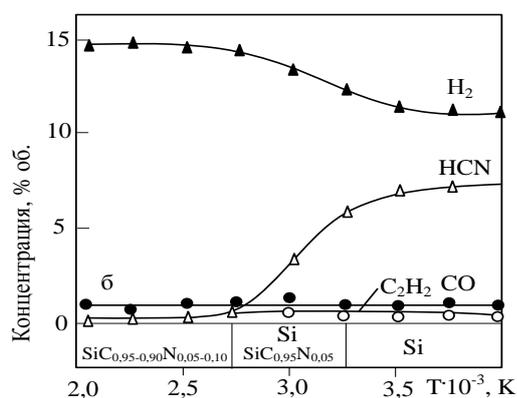


Рисунок 1 – Температурная зависимость состава газообразных и фазового состава конденсированных продуктов обработки карбида кремния в потоке

азотно-водородной плазмы (\bar{a} , $\pm\Delta a$ – средние арифметические значения и доверительные интервалы концентраций)

Основываясь на полученных результатах и изученных ранее морфологических особенностях наноразмерного порошка карбида кремния, осаждаемого в виде ограненных частиц, что свидетельствует об образовании их по механизму «пар-кристалл», процессы синтеза и модифицирования карбида кремния можно представить в виде обобщенных гипотетических схем, приведенных на рисунках 3 и 4. Для анализа представляется целесообразным выделить в плазменном потоке ряда пространственно разделенных зон, отличающихся по температурным условиям и, следовательно, по типу процессов, получающих в них преимущественное развитие.



$\bar{a} \pm \Delta a$	Температура, К			
	2000	3000	3250	4000
H ₂	14,81±0,73	13,41±0,59	12,41±0,58	11,22±0,56
CO	1,04±0,04	1,22±0,06	1,00±0,05	1,02±0,04
HCN	0,34±0,01	3,32±0,15	5,94±0,24	7,44±0,33
C ₂ H ₂	0,33±0,02	0,64±0,03	0,21±0,01	0,33±0,02

Рисунок 2 – Температурная зависимость состава газообразных и фазового состава конденсированных продуктов обработки карбида кремния в потоке азотно-водородной плазмы (\bar{a} , $\pm\Delta a$ – средние арифметические значения и доверительные интервалы концентраций)

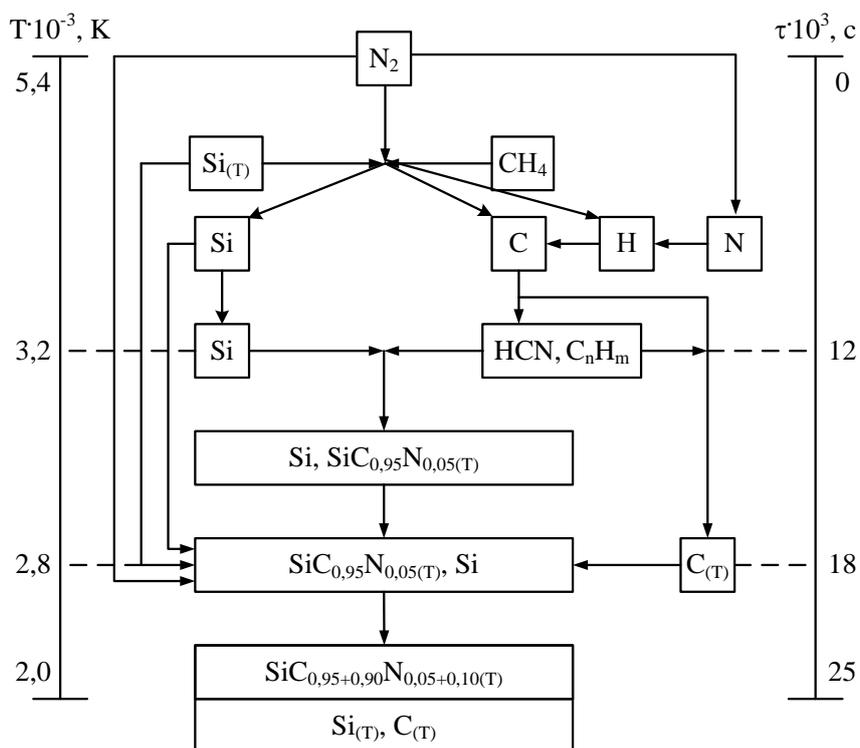


Рисунок 3 – Предполагаемая схема взаимодействия кремния с метаном в потоке азотной плазмы

В первой, наиболее высокотемпературной зоне, ограниченной сверху начальной температурой плазменного потока, в зависимости от вида сырья протекают следующие обеспечивающие формирование реакционных смесей необходимых составов процессы: испарение, испарение кремния, диспропорционирование карбида кремния, пиролиз метана, «газификация» углерода.

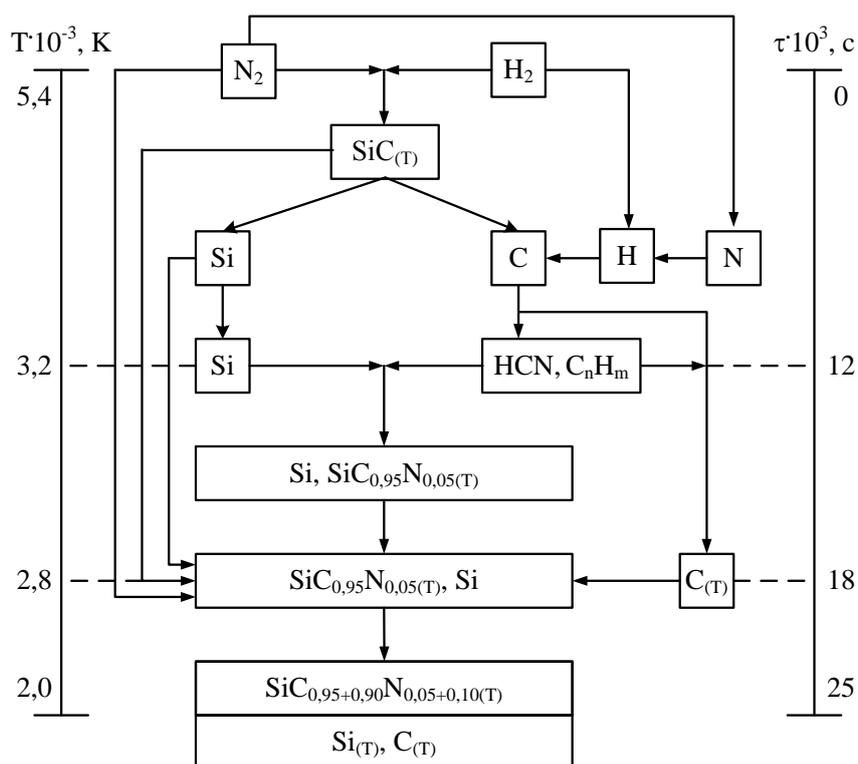


Рисунок 4 – Предполагаемая схема взаимодействий при модифицировании карбида кремния в потоке азотно-водородной плазмы

Во второй, более низкотемпературной зоне, ограниченной температурным интервалом 3200 – 2800 К, внутри которого происходит значительное снижение концентрации основного карбидизатора – цианистого водорода, с достаточно большой вероятностью можно предполагать протекание процесса карбидообразования при взаимодействии в газовой фазе. Наряду с описанным в рассматриваемой зоне на поверхности сформировавшихся сверхмалых частиц карбида кремния активно протекают сорбционные процессы, приводящие к поверхностному насыщению их технологическими газами и газообразными продуктами синтеза.

В третьей, самой низкой температурной зоне, ограниченной интервалом 2800 – 2000 К, происходит азотирование частиц карбида кремния, содержание азота в котором является функцией температуры закалки и, следовательно, длительности азотирования образовавшихся в потоке частиц.

Таким образом, впервые для двух типов процессов – «синтез» и «модифицирование» для условий азотного и азотно-водородного плазменного потока промышленного реактора исследованы особенности карбидообразования и выявлен общий для них одноканальный вариант механизма образования нанокарбида кремния с участием паров кремния и циановодорода по схеме «пар-кристалл».

Библиографический список

1. 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.

2. Руднева В.В. Плазменный реактор для нанотехнологий: исследование, эксплуатация, совершенствование / В.В. Руднева // Вестник РАЕН: Проблемы развития металлургии в России (тематический номер). – 2006. – Т. 6. – С. 18-30.

УДК 661.665'685

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕСУРСА РАБОТЫ ПЛАЗМОТРОНОВ ПЛАЗМОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО РЕАКТОРА

Ноздрин И.В., Терентьева М.А., Пулотова З.М., Руднева В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Опубликованные ранее результаты исследования характеристик промышленного трехструйного прямоточного реактора для плазмометаллургического производства тугоплавких боридов и карбидов, в частности [1 – 4], не содержат информации о таких его важнейших характеристиках, как ресурс работы и загрязненность производимых материалов продуктами эрозии электродов. В связи с этим в настоящей работе решались следующие вопросы:

- 1) определение ресурса работы плазмотронов;
- 2) оценка загрязненности тугоплавких соединений продуктами эрозии электродов плазмотронов.

Объектом исследования являлся трехструйный прямоточный работающий на азоте плазменный реактор мощностью 150 кВт, футерованный цилиндрическими вставками из диоксида циркония толщиной 0,005 м. Диаметр канала реактора составлял 0,054 м.

Определение ресурса работы плазмотронов

Ресурс работы плазмотрона, определяемый эрозией материалов электродов, является его важнейшей характеристикой. Катодные и анодные пятна электрических дуг на холодных электродах характеризуются чрезвычайно высоким уровнем плотности теплового потока, достигающего 10^4 – 10^5 МВт/м². Такие тепловые нагрузки в стационарном режиме не в состоянии выдержать ни один из известных материалов. Для обеспечения приемлемого уровня эрозии электрода приэлектродные участки дуги перемещают по поверхности электрода воздействием на них аэродинамических или электродинамических сил. Интегральной характеристикой процессов эрозии электродов является удельная эрозия, измеряемая в кг/Кл.

По данным [5], температура поверхности работающего стержневого вольфрамового катода диаметром 0,003 м составляет порядка 4000 К (температура плавления вольфрама 3650 К), а скорость охлаждения поверхности

при отключении тока достигает 10^6 К/с. Удельная эрозия стержневого вольфрамового катода при работе в азоте при силе тока до 1 кА составляет порядка 10^{-12} кг/Кл. При увеличении содержания кислорода в азоте до 0,5 % с поверхности катода начинают вылетать частицы расплавленного металла, что резко повышает эрозию катода. При этом удельная эрозия достигает 10^{-9} кг/Кл. Для конического катода характерны более интенсивное охлаждение вольфрамовой вставки и меньшая рабочая поверхность, подвергающаяся эрозии. Величина удельной эрозии вольфрамового конического катода в азоте при атмосферном давлении, концентрации кислорода до 0,5 % и силе тока 250 – 300 А лежит в пределах $(2\div 5)\cdot 10^{-12}$ кг/Кл, а при увеличении концентрации кислорода до 1,5 % достигает $(2\div 4)\cdot 10^{-8}$ кг/Кл. Величина удельной эрозии медного цилиндрического анода также в значительной степени определяется присутствием в рабочем газе кислорода. Так, при силе тока 180 А в высокочистом азоте, содержащем около 0,001 % кислорода, удельная эрозия оценивается на уровне $10^{-12}\div 10^{-11}$ кг/Кл, а в азоте технической чистоты (кислорода до 0,5 %) она возрастает более чем на порядок.

Обычно ресурс работы плазмотрона принимается равным меньшему значению ресурса работы одного из электродов. Экспериментальное определение ресурса работы электродов весьма трудоемко и затратно. В связи с этим ресурс работы анода и катода оценивался расчетным путем. Для этого сложный профиль изношенной части анода в месте привязки электрической дуги за уступом принимался подобным треугольнику (рисунок а), а диаметр образующегося в катоде под воздействием дуги кратера равным диаметру привязки дуги (рисунок б).

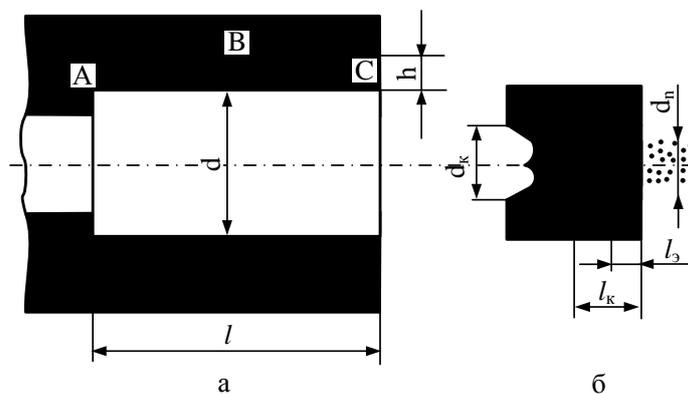


Рисунок 1 – Геометрические модели для расчета ресурса работы анода (а) и катода (б)

Объем материала анода, удаленного в результате эрозии, составит, м^3

$$V_э = 0,5 \cdot h \cdot \pi \cdot l(d + h). \quad (1)$$

Принято, что $l = 5,0 \cdot 10^{-2}$ м; $h = 0,2 \cdot 10^{-2}$ м; $d = 1 \cdot 10^{-2}$ м, тогда

$$V_a = 0,5 \cdot 0,2 \cdot 10^{-2} \cdot 3,14 \cdot 5 \cdot 10^{-2} (1 \cdot 10^{-2} + 0,2 \cdot 10^{-2}) = 1,88 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3.$$

Продолжительность непрерывной работы анода из меди составит

$$t_a = \frac{\rho_a \cdot V_a}{G_a \cdot I}, \quad (2)$$

где ρ_a – плотность материала анода, $\rho_a = 8,9 \cdot 10^{-3}$ кг/м³;

G_a – удельная эрозия анода, $G_a = 5 \cdot 10^{-12}$ кг/Кл;

I – сила тока дуги, А. $I = 200$ А.

$$t = \frac{8,9 \cdot 10^3 \cdot 1,88 \cdot 10^{-6}}{5 \cdot 10^{-11} \cdot 200} = 4700 \text{ ч.}$$

Для катода приняты диаметр катодной вольфрамовой вставки $d_k = 0,3 \cdot 10^{-2}$ м, длина вставки $l_k \leq d_k$ равной $0,3 \cdot 10^{-2}$ м, допустимая глубина эрозии катода $l_э = 0,3 l_k$. Тогда $l_э = 0,3 \cdot 0,3 \cdot 10^{-2} = 0,1 \cdot 10^{-2}$ м.

Принято, что диаметр образующегося в катоде под воздействием дуги кратера равен диаметру привязки дуги

$$d_{\pi} = B \cdot I^{0,5}, \quad (3)$$

где B – коэффициент, равный для азота $1,6 \cdot 10^{-4}$ [5].

Тогда $d_{\pi} = 1,6 \cdot 10^{-4} \cdot 200^{0,5} = 2,3 \cdot 10^{-3}$ м.

Объем материала, удаленного в результате эрозии, составит

$$V_э = \frac{\pi d_{\pi}^2 \cdot l_э}{4} = \frac{3,14 \cdot (2,3 \cdot 10^{-3})^2 \cdot 0,1 \cdot 10^{-2}}{4} = 0,42 \cdot 10^{-8} \text{ м}^3.$$

Учитывая, что для вольфрама $\rho_k = 19,34 \cdot 10^3$ кг/м³, и принимая $G_k = 1 \cdot 10^{-12}$ кг/Кл, получим

$$t_k = \frac{19,34 \cdot 10^3 \cdot 0,42 \cdot 10^{-8}}{1 \cdot 10^{-12} \cdot 200} = 4,06 \cdot 10^5 \tilde{n} = 111 \text{ ч.}$$

Таким образом, ресурс непрерывной работы плазмотрона определяется ресурсом работы катода и превышает 100 ч, что соответствует паспортным данным. Однако следует отметить, что принятие значения удельной эрозии для анода и катода соответствует условиям, когда в плазмообразующий газ (азот технической чистоты) добавляется природный газ для связывания кислорода и защиты электродов, что свидетельствует о целесообразности технологической реализации этого способа повышения ресурса работы электродов.

Оценка загрязнения тугоплавких соединений продуктами эрозии электродов плазмотрона

В настоящее время в соответствующей технической литературе достаточно распространено мнение о том, что применение электродуговых плазмотронов в плазменных реакторах ограничено из-за сильного загрязнения получаемых материалов продуктами эрозии электродов плазмотронов, т.е. вольфрамом катода и медью анода [6]. В связи с этим проведена оценка воз-

возможного загрязнения карбида кремния продуктами эрозии электродов для следующий условий: производительность реактора по бориду (карбиду) – 3,0 кг/ч, удельная эрозия медного анода $5 \cdot 10^{-12}$ кг/Кл, вольфрамового катода $1 \cdot 10^{-12}$ кг/Кл, ресурс работы 4700 и 111 ч для анода и катода соответственно. Тогда масса продуктов эрозии, образовавшихся за 1 час, составит для медного анода

$$m_{Cu} = \frac{8,9 \cdot 10^3 \cdot 1,88 \cdot 10^{-6}}{4700} = 3,6 \cdot 10^{-6} \text{ кг,}$$

для вольфрамового катода

$$m_w = \frac{19,34 \cdot 10^3 \cdot 0,42 \cdot 10^{-8}}{111} = 7,2 \cdot 10^{-7} \text{ кг,}$$

что соответствует содержанию в карбиде меди $\frac{0,0036}{3000 + 0,0036} \cdot 100 \% = 0,0001 \%$, вольфрама $\frac{0,00072}{3000 + 0,00072} \cdot 100 \% = 0,00002 \%$.

Полученные значения свидетельствуют об отсутствии фактической угрозы для загрязнения тугоплавких соединений примесями меди и вольфрама и снижения в связи с этим их потребительских свойств.

Выводы. Исследованы ресурсные и технологические характеристики трехструйного прямоточного плазменного реактора с внутренним каналом диаметром 0,054 м и мощностью 150 кВт. Установлено, что расчетный ресурс работы электродов составляет для медного анода 4700, вольфрамового катода 111 часов, а прогнозируемое загрязнение производимых материалов продуктами эрозии электродов не превышает 0,0001 % меди и 0,00002 % вольфрама.

Библиографический список

1. Руднева В.В. Плазменный реактор для нанотехнологий : исследование, эксплуатация, совершенствование / В.В. Руднева // Вестник РАЕН : Проблемы развития металлургии в России (тематический номер). – 2006. – Т. 6. – № 3. – С. 18-30.
2. Руднева В.В. Исследование теплотехнических характеристик трехструйного плазменного реактора / В.В. Руднева [и др.] // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2007. – № 2. – С. 57-60.
3. Руднева В.В. Исследование и эксплуатация плазменного реактора для нанотехнологий. Сообщение 1. Анализ современного состояния / В.В. Руднева // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии : сб. науч. тр. // СибГИУ. – Новокузнецк : Москва, 2006. – Вып. 17. – С. 8-21.
4. Руднева В.В. Исследование и эксплуатация плазменного реактора для нанотехнологий. Сообщение 2. Совершенствование трехструйного плазменного реактора / В.В. Руднева // Вестник горно-металлургической секции

- РАЕН. Отделение металлургии : сб. науч. тр. // СибГИУ. – Новокузнецк : Москва, 2006. – Вып. 17. – С. 22-24.
5. Жуков М.Ф. Плазмотроны. Исследование. Проблемы / М.Ф. Жков [и др.]. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 1995. – 202 с.
6. Пархоменко В.Д. Технология плазмохимических производств / В.Д. Пархоменко [и др.]. – К. Выща шк., 1991. – 255 с. : ил.

УДК 546.261

ПЛАЗМЕННЫЙ СИНТЕЗ И ИДЕНТИФИКАЦИЯ НАНОКАРБИДА ХРОМА

ШИРЯЕВА Л.С., НОЗДРИН И.В., ГАЛЕВСКИЙ Г.В., РУДНЕВА В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Высший по содержанию углерода карбид Cr_3C_2 – износо- и коррозионно-стойкий, твёрдый, химически инертный материал – востребован в технике для изготовления защитных покрытий металлов и керметов, в качестве компонентов и легирующих добавок безвольфрамовых твёрдых сплавов. Предложенная профессором Галевским Г.В. в 80-х годах 20 столетия технология плазменного синтеза карбида хрома основана на карботермическом восстановлении оксида хрома в газовой фазе и реализуется с использованием трёхструйного прямооточного плазменного реактора. Для генерации плазменного потока используются три электродуговых плазмотрона ЭДП-104А суммарной мощностью до 50 кВт, установленные в камере смешения, в качестве плазмообразующего газа применяется азот. Реализация предлагаемой плазмометаллургической технологии в полной мере делает её экологически безопасной, обеспечивающей получение карбида хрома, близкого по составу к стехиометрическому, в виде нанопорошков с размером частиц 50 – 70 нм и возможность выделения в товарном виде высокодисперсной сажи и продукта улавливания цианистого водорода – технического цианида натрия. Наряду с достоинствами в данной технологии имеются такие недостатки, как технологическая и экономическая нецелесообразность использования в качестве карбидизатора технической пропанбутановой смеси, требующей для переработки сложной по составу и генерации азотно-аммиачно-водородной плазмы, и лабораторный уровень реализации.

В связи с этим целью настоящей работы является исследование плазменного синтеза нанокарбида хрома в условиях, близких к промышленным, для достижения которой решались следующие задачи: анализ современного состояния производства и применения карбида хрома; определение характеристик трёхструйного плазменного реактора; модельно-математическое исследование взаимодействия сырьевого и плазменного потоков; прогнозирование основных технологических показателей плазмометаллургического

производства карбида хрома на основе результатов моделирования и выбор оптимального технологического варианта; реализация плазмометаллургической технологии производства карбида хрома, его физико-химическая аттестация и определение технико-экономических показателей.

Для решения поставленных задач использован трехструйный прямоточный плазменный реактор промышленного уровня мощности 150 кВт, для которого исследованы теплотехнические, ресурсные и технологические характеристики. Среднемассовая температура плазменного потока на длине реактора 12 калибров изменяется в пределах 5500 – 2650 К для нефутерованного канала и 5500 – 3200 К при футеровке его диоксидом циркония. Удельная электрическая мощность в камере смешения достигает 1214 МВт/м³. Расчетный ресурс работы электродов составляет для медного анода и вольфрамового катода 4700 и 111 часов соответственно. Прогнозируемое загрязнение карбида хрома продуктами эрозии электродов не превышает 0,0001 % меди и 0,00002 % вольфрама. По совокупности характеристик трехструйный плазменный реактор мощностью 150 кВт может быть отнесен к высокоэффективному, надежно работающему современному электротермическому оборудованию.

Модельно-математическое исследование взаимодействия сырьевого и плазменного потоков включало проведение термодинамического и кинетического анализа. В связи с использованием в процессах синтеза в качестве хромсодержащего сырья хрома, оксида Cr₂O₃ и трихлорида CrCl₃, углеводородного сырья – метана и плазмообразующего газа – азота объектами исследования являлись системы C–H–N, Cr–O–C–H–N, Cr–Cl–C–H–N, Cr–C–H–N. Термодинамический анализ выбранных технологических вариантов показал, что в системах Cr:O:C:H:N и Cr:C:H:N 100 %-ный выход карбида хрома возможен при стехиометрических соотношениях Cr:C и C:H и температуре 2000 – 2200 К. В системе Cr–C–Cl–H–N 100 %-ный выход карбида хрома достигается при стехиометрическом соотношении Cr:C, 3-х кратном избытке водорода и температуре 2000 – 2200 К; образование карбида хрома происходит с участием хрома конденсированного и циановодорода по механизму «пар-расплав–кристалл», что позволяет предположить возможность достижения его высокого выхода в реальных условиях синтеза. Для взаимодействия дисперсного хромсодержащего сырья с высоконагретым потоком газа в плазменном реакторе рассчитана степень испарения сырья для синтеза карбида хрома в зависимости от энергетических параметров реактора, крупности, скорости ввода в плазменный поток и массовой расходной концентрации. Установлено, что при подводимой к реактору мощности 75 кВт достигается 100 %-ная степень испарения частиц хрома крупности не более 30 мкм, оксида хрома (III) не более 20 мкм, хлорида хрома (III) не более 70 мкм. На основании полученных результатов выбраны сырьевые материалы для синтеза карбида хрома.

На основе результатов моделирования прогнозированы технологические показатели плазмометаллургического производства карбида хрома. Оп-

тимальным технологическим вариантом является карбидизация хрома природным газом. Технология реализована в трёхструйном прямоточном реакторе мощностью 150 кВт в условиях НПФ «Полимет» с использованием в качестве сырья хрома металлического марки ПХ-1М (ТУ 14-1-1474-75, изм.) и природного газа, содержащего метана до 94 % об. Для генерации плазменного потока используются три электродуговых подогревателя (плазмотрона) ЭДП-104А мощностью до 50 кВт каждый, установленные в камере смешения под углом 30 градусов к оси реактора. Подача высокодисперсного сырья в камеру смешения осуществляется с помощью водоохлаждаемой фурмы. В комплекс оборудования, обеспечивающего работу реактора, входят системы электро-, газо- и водоснабжения, контрольно-измерительных приборов, автоматики, контроля состава плазмообразующего и отходящего из реактора газа, дозирования шихтовых материалов и улавливания продуктов.

Для комплексной физико-химической аттестации карбида хрома методами рентгеновского и химического анализов исследовались кристаллическая решётка, фазовый и химический составы, а методами просвечивающей (ПЭМ) и растровой (РЭМ) электронной микроскопии – дисперсность и морфология частиц. Продуктом плазменного синтеза является тройное соединение – карбонитрид хрома. Рентгенограмма $\text{Cr}_3(\text{C}_{0,80}\text{N}_{0,20})_2$ приведена на рисунке 1.

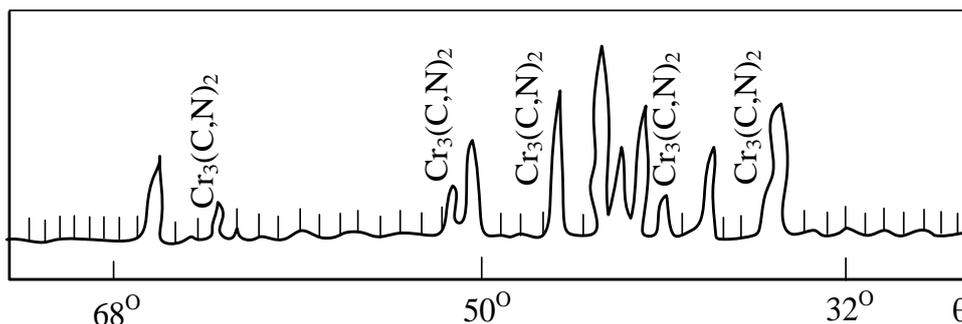


Рисунок 1 – Фрагмент рентгеновской дифрактограммы нанокарбида хрома

$\text{Cr}_3(\text{C}_{0,80}\text{N}_{0,20})_2$ идентифицирован как ромбический карбонитрид с кристаллической структурой, отличающейся от структуры карбида наличием октаэдрических структурных элементов, внутри которых расположены атомы азота. В исследуемом диапазоне изменения параметров синтеза состав карбонитрида хрома практически не меняется и в пределах точности анализа и расчёта соответствует $\text{Cr}_3(\text{C}_{0,80}\text{N}_{0,20})_2$. Содержание в продуктах синтеза нанокарбонитрида хрома составляет 93,34 – 94,6 % масс. Кристаллическая структура карбонитрида хрома нестабильна и при низкотемпературном обжиге (1170 – 1370 К) в инертной среде или азоте в присутствии свободного углерода перестраивается в карбидную предельного состава Cr_3C_2 .

Микрофотографии нанокарбонитрида хрома приведены на рисунках 2 и 3 соответственно.

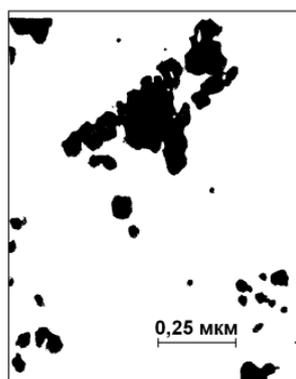
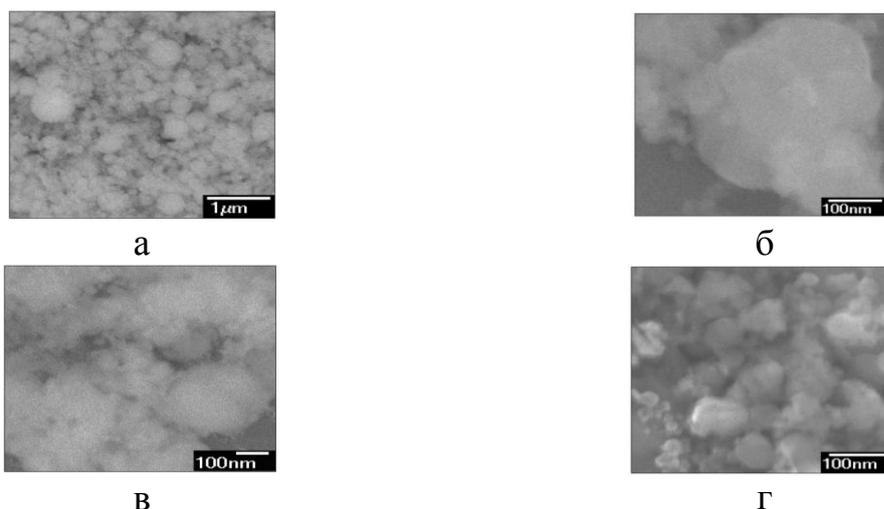


Рисунок 2 – Микрофотография нанокарбонитрида хрома – ПЭМ



а – внешний вид; б – морфологическая картина агрегата; в – ансамбль частиц и агрегатов; г – отдельные частицы

Рисунок 3 – Микрофотографии нанокарбонитрида хрома – РЭМ

Нанопорошок карбонитрида хрома представлен агрегатами шарообразной или близкой к ней формы размером от 600 до 150 нм, образованными сообществом глобулярных частиц достаточно широкого размерного диапазона – от 20 до 80 нм, число которых в агрегате зависит от его крупности. Наноуровень и морфология частиц позволяют рассматривать их как продукты науглероживания микрокапель хрома, образующихся при объёмной конденсации его паров, жидкокапельной коалесценции и кристаллизации, а присутствие в исследуемых объектах агрегатов различного объёма указывает на высокую вероятность дальнейшего укрупнения наночастиц при понижении температуры путём их коагуляции.

Оптимальные значения технологических факторов и основные характеристики карбонитрида хрома соответствуют следующим: крупность порошка хрома, мкм – 10; производительность по хрому, кг/ч – 3,11; количество карбидизатора, % от стехиометрического – 120 – 140; начальная температура плазменного потока, К – н.м. 5400; температура закалки, К – 2000 – 2200; выход карбида хрома, % масс. – 92; удельная поверхность, м²/кг – 32000 – 37000; размер частиц, нм – 30 – 35; форма частиц – сферическая;

производительность, кг/ч – 3,42; интенсивность, кг/ч·м³ – 1368 (что в 30 – 50 раз превышает уровень интенсивности традиционных металлургических производств).

Оценка экономической эффективности плазмометаллургического производства карбида хрома показывает, что он может реализовываться при отпускной цене 220 \$/кг и, следовательно, быть конкурентоспособен на мировом рынке нанопорошков карбидов, для которых ведущими зарубежными производителями установлен диапазон цен 400 – 2000 \$/кг.

УДК 622.6

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОИЗВОДСТВА И ПРИМЕНЕНИЯ ЭЛЕКТРОДНОГО КАМЕННОУГОЛЬНОГО ПЕКА: ТЕНДЕНЦИИ И ПРОГНОЗЫ

Полях О.А., Романова И.В., Головина М.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Коксохимическая промышленность является основной базой для производства ароматического сырья, необходимого как для металлургической, так и для ряда важнейших областей химической промышленности. Ароматические соединения являются сырьем для производства продуктов органического синтеза, таких как: нафталин, каменноугольное масло, электродный пек, единое масло.

Выделение этих продуктов из каменноугольной смолы – основная задача отделения переработки смолы цеха химии Евраз Кокс Сибирь – филиала ОАО «ЗСМК» (ЕКС). В последние годы наиболее важным продуктом переработки смолы является каменноугольный пек, основной потребитель которого – предприятия цветной металлургии. На сегодняшний день алюминиевая промышленность является самым крупным потребителем электродной продукции. Доминирующим видом потребляемых электродных материалов в России является анодная масса, так как большинство электролизеров оснащены самообжигающимися анодами, ввиду относительной дешевизны производства алюминия [2].

Каменноугольный пек представляет собой смесь конденсированных ароматических углеводородов и гетероароматических соединений. Его получают из каменноугольной смолы, образующейся в процессе производства металлургического кокса. Смола – это вязкая жидкость плотностью 845 – 1080 кг/м³, представляет собой сложную смесь различных углеводородов, фенолов, органических оснований и кислот, а также азот- и серосодержащих веществ.

Отделение переработки смолы цеха химии ЕКС является единственным предприятием по переработке каменноугольной смолы в Кузбассе и пе-

перерабатывает смолу предприятий, не имеющих собственных цехов по ее переработке – ОАО «Кокс (г. Кемерово) и НКМК.

Однако среднетемпературный пек, получаемый в смолперерабатывающем цехе ЕКС, без дополнительной обработки не подходит для использования в виде электродного связующего для анодов. Причиной этого является недостаточное содержание в таком пеке фракций, обеспечивающих хорошую спекаемость, и сравнительно низкий коксовый остаток. Для улучшения качеств среднетемпературного пека применяется технология термоокисления пека с термопрепарированием. Такой метод обработки является ресурсосберегающим вследствие дефицита пека, весьма актуальным в условиях России и Западной Европы. Посредством термоокисления возможно регулирование реакционной способности, важной характеристики электродного связующего. Кроме того, такой метод не требует сложного, дорогостоящего оборудования и не связан с выбросами загрязнений в атмосферу, а аппаратное оформление процесса на сегодняшний день является самым распространенным [1].

По физико-химическим показателям каменноугольный электродный пек для производства анодов должен соответствовать требованиям и нормам, указанным в таблице 1 [2].

Таблица 1 – Требования к электродным пекам для производства анодов по ГОСТ 10200-83

Показатель	Норма для марки	
	Б1	В
Температура размягчения, °С	72-76	85-90
Содержание α -фракции, %	26-31	не менее 31
Содержание α_1 -фракции, %, не более	10	12
Выход летучих веществ, %	не более 59	53-57
Зольность, %, не более	0,3	0,3
Влажность в твердом пеке, %, не более	4,0	4,0

Учитывая то, что отечественные электролизеры работают на самообжигающихся анодах, производство электродного пека марки В является наиболее предпочтительным.

В настоящее время основная часть пека, производимого в мире, отгружается в гранулированном виде. Такой пек хотя и не является дешевым продуктом, по сравнению с пеком в жидком виде, но значительно облегчает условия хранения, транспортировки и использования гранул. Основным производителем оборудования для грануляции является фирма SANDVIK [1]. Данное оборудование позволяет оптимизировать процесс затвердевания каменноугольного пека и достигнуть наилучшего товарного вида готовой продукции.

Каждый месяц ЕКС производит до 10 тыс. т жидкого пека, 80 % из ко-

торых готов гранулировать [1]. За счет использования пека в гранулированном виде у филиала Евраза появляется исключительная возможность – значительно сэкономить, применяя пек вместо довольно дорогого угольного концентрата, который используется в жидком виде. Кроме того, опытным путем доказано, что гранулированный пек способен улучшать качество готового кокса, влияя на его механическую и горячую прочность. Гранулирование пека также позволит расширить рынок сбыта.

Установка гранулирования электродного пека фирмы SANDVIK включает в себя:

- четыре насосные станции;
- два гранулятора Rotoform;
- гранулообразующее устройство Rotoform;
- все детали, находящиеся в контакте с продуктом, выполненные из нержавеющей стали;
- конвейер-охладитель;
- два накопительных конвейера закрытого типа, укомплектованных резиновой транспортной лентой;
- два ковшовых элеватора для подъема гранул в бункер системы затаривания в мешки;
- две автоматические системы VBB для затаривания мешков типа Big-bag производительностью до 15 мешков/час;
- система управления.

Технология ротационного гранулирования позволяет получать на выходе с ленточного конвейера-охладителя равномерные, практически беспыльные частицы продукта.

При использовании данного устройства, расплав продукта подается на ленточный конвейер-охладитель в виде капель. Образующееся в ходе кристаллизации и охлаждения продукта тепло отводится через поверхность стальной ленты и поглощается водой, разбрызгиваемой через форсунки на ее внутреннюю поверхность. Высокая теплопроводность ленты обеспечивает высокоэффективный отвод тепла. Конструкция конвейера-охладителя рассчитана таким образом, что полностью исключает возможность контакта продукта с охлаждающей водой. Схема установки приведена на рисунке 1.

Расплавленный продукт подается в гранулятор по обогреваемому трубопроводу с помощью насоса. Продукт подается во внутреннюю неподвижную часть гранулообразующего устройства Ротоформера. При соприкосновении ряда отверстий внешнего перфорированного кожуха с рядом отверстий распределительного устройства, встроенного в статор, небольшое количество продукта в виде капель переносится на стальную ленту конвейера-охладителя. Тепло, образующееся в ходе затвердевания и охлаждения гранул, отводится через поверхность стальной ленты и поглощается охлаждающей водой, разбрызгиваемой через форсунки на ее внутреннюю поверхность. В конце конвейера-охладителя гранулы снимаются со стальной ленты и поступают в бункер или на транспортировочный конвейер.

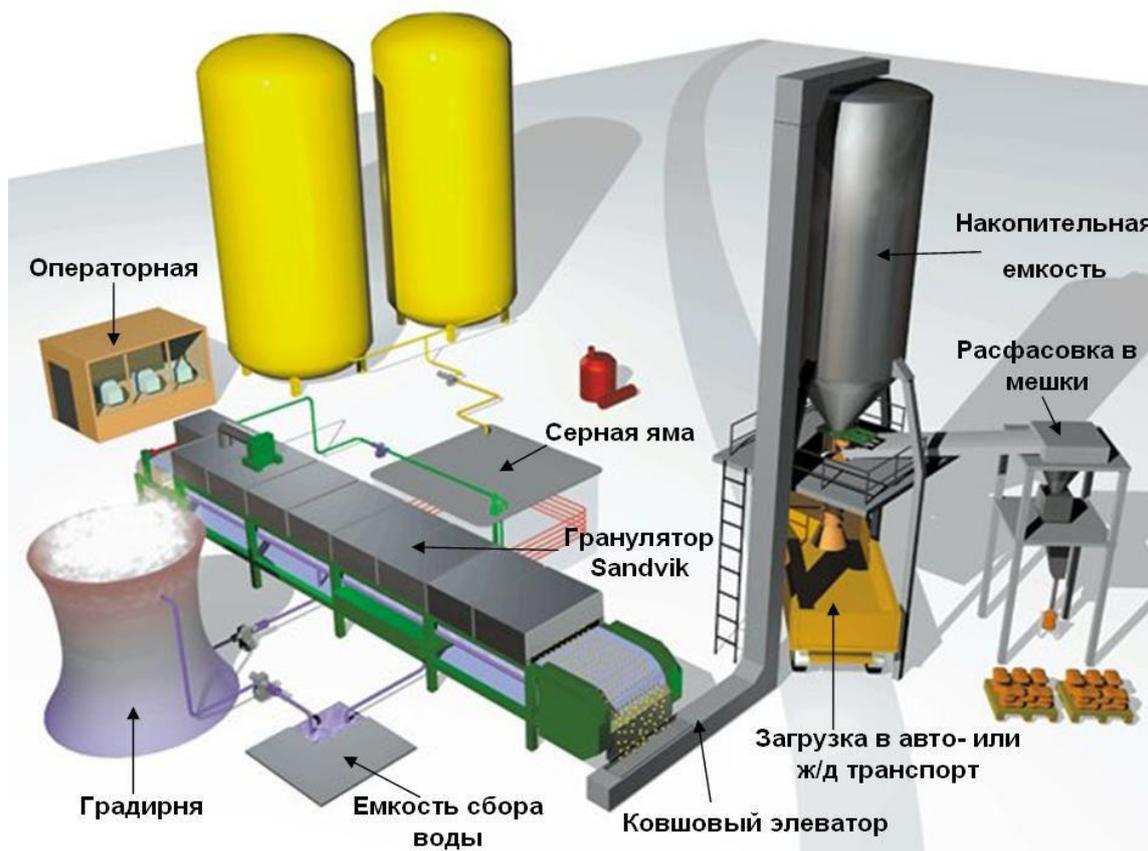


Рисунок 1 – Схема грануляции каменноугольного пека

Для внедрения данной установки в производство отделение переработки смолы необходимо приобрести и смонтировать [1]:

- две линии для гранулирования пека;
- градирню для охлаждения воды;
- питающие трубопроводы;
- склад готовой продукции;
- фасовочную линию;
- погрузочный узел.

Эти введения позволят обеспечить в дальнейшем:

- справедливую цену на пек в соответствии с мировым уровнем;
- возможность длительного хранения готовой продукции;
- производство номенклатуры продукции в полном объеме;
- надежную апробированную технологию;
- оптимальную форму готовой продукции;
- гибкость производства, обеспечение благоприятных производственных условий.

Для внедрения такой установки необходимы инвестиции в размере 370000000 рублей для покупки, установки и внедрения в эксплуатацию нового оборудования. Учитывая технико-экономические показатели работы, годовая экономия составит порядка 257000000 рублей. Таким образом, окупаемость проекта составит 1,5 года.

Анализ показывает, что вариант реконструкции отделения переработки смолы цеха химии является актуальной задачей. При использовании установки получения гранулированного каменноугольного пека с его продажей, или его коксованием будет более экономически выгодной, чем продажа смолы на переработку. С использованием установки открывается новый рынок сбыта гранулированного пека, возможность длительного хранения готовой продукции на складе или в специальных упаковках, без необходимости в строительстве нового склада. Также к плюсам можно отнести полную независимость от потребителя и поставок термоцистерна, улучшение экологической обстановки в цехе, производство полной номенклатуры продукции. Внедрение предложенных технологических решений и технико-экономические расчеты указывают на целесообразность реконструкции отделения переработки смолы цеха химии в условиях Евраз Кокс Сибирь.

Библиографический список

1. Хаустов, Е.В. Реконструкция отделения переработки смолы цеха химии / XLIII научно-техническая конференции молодых специалистов: - Е.В. Хаустов, О.А. Хлусов. «ЕКС – филиал ОАО «ЗСМК» - Новокузнецк, 2010. – С. 34-37.
2. Галевский, Г.В. Технология производства электродных масс для алюминиевых электролизеров / Г.В. Галевский, В.М. Журавковский, Н.М. Кулагин, М.Я. Минцис, Г.А.Сиразутдинов. – Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1999. – 295 с.
3. Дмитриева, О.В. Маркетинг наукоемких технологий: Методическое указание. – СибГИУ, Новокузнецк, 2007. - 25 с.

УДК 622.6

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА КОКСА БЕЗ УЛАВЛИВАНИЯ ХИМИЧЕСКИХ ПРОДУКТОВ КОКСОВАНИЯ

Полях О.А., Анчутин Р.С., Терентьева Н.М.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Способ получения кокса без улавливания химических продуктов коксования (БУХПК) является известной технологией, которая предшествовала традиционной технологии коксования с улавливанием химических продуктов коксования [1 – 3]. Современные печи БУХПК имеют верхнюю загрузку насыпью или боковую с трамбованием шихты.

В основе процесса термоокислительного коксования углей лежит явление, заключающееся в скоростном нагреве частиц угля теплом, выделяющимся при сжигании летучих продуктов термической деструкции углей. Обычно процесс горения угольных частиц рассматривается как процесс

окисления углерода и последующего нагревания частиц выделившимся теплом. В действительности, при установленном режиме горения частиц процесс следует рассматривать, прежде всего, состоящим из следующих этапов:

- нагревание частиц угля;
- термическая деструкция частиц угля с образованием летучих продуктов;
- сгорание летучих продуктов пиролиза;
- диффузия кислорода через продукты сгорания и летучие продукты термической деструкции с поверхности к углеродистому материалу;
- окисление углерода твердой фазы.

Для термоокислительного коксования углей используются печи без улавливания химических продуктов коксования. Схема производства кокса в печах БУХПК представлена на рисунке 1.

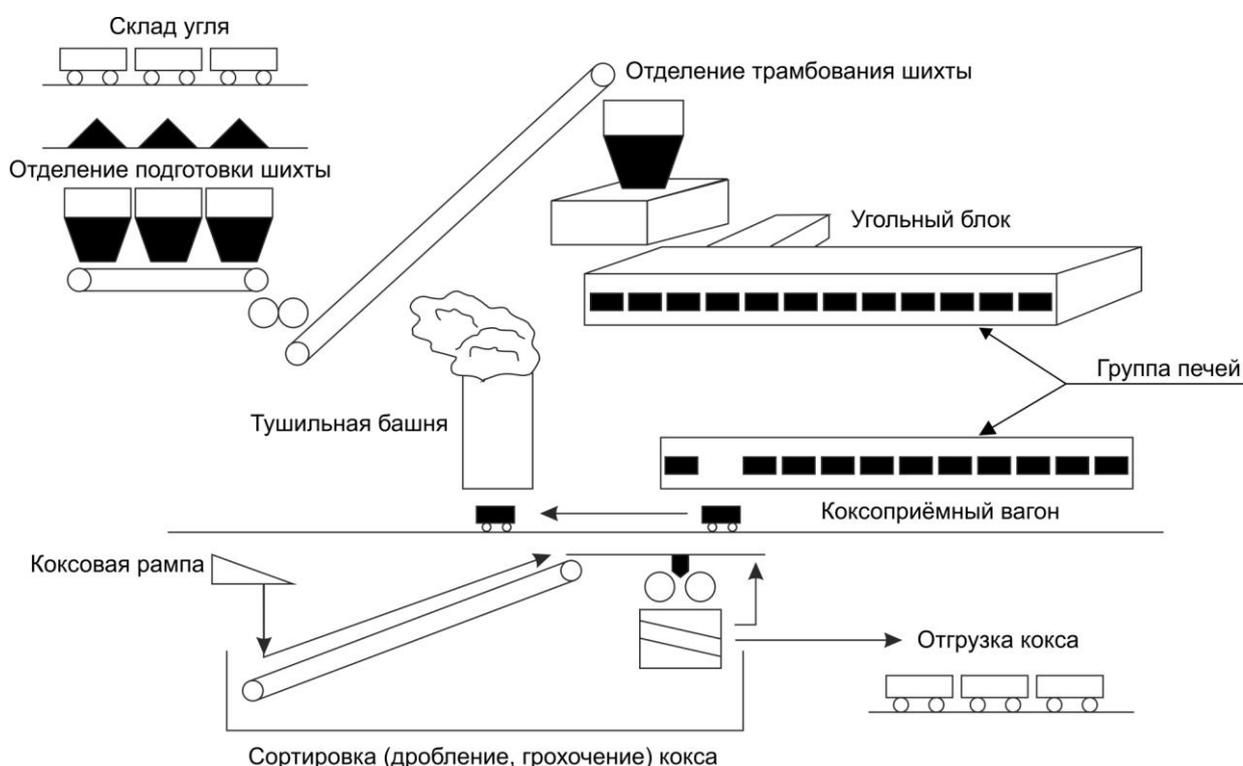


Рисунок 1 – Схема производства кокса в печах БУХПК

Коксовые печи обычно расположены в ряд, образуя единую коксовую батарею. Печи в батарее разделены на группы, обычно по 12 печей в группе. В целях лучшей эксплуатации каждые две соседние группы, объединяющие 24 печи, образуют независимый технологический модуль.

Приготовленную угольную шихту для коксования транспортируют в приемный бункер трамбовочной машины. Используя в качестве вяжущего влагу угля, на трамбовочной машине получают компактный цельный шихтовый блок приблизительно такой же длины и ширины, что и камера коксовой печи.

Блок имеет одинаковую по всей площади высоту, отрегулированную соответственно заданной производительности по коксу. Шихтовый блок транспортируют и загружают в печь углезагрузочным вагоном через дверной проем, который по размерам соответствует шихтовому блоку. По окончании загрузки в печь начинают подавать воздух через четыре отверстия в печных дверях и два отверстия в своде печи с целью частичного сжигания сырого коксового газа и генерирования тепла для коксования по высоте слоя шихты. Выдача кокса из печи производится коксовыталькивателем в коксоприемный вагон. Коксоприемный вагон имеет горизонтальное днище, оборудован подвижной крышкой и принимает кокс с одной установки, что исключает разрушение коксового пирога и значительно уменьшает загрязнение среды при выдаче кокса. Далее кокс поступает в тушильную башню, потом на коксовую рампу, подвергается сортировке (дроблению, грохочению) и соответственно происходит его отгрузка.

Главным различием между коксовой батареей БУХПК и батареей с улавливанием химических продуктов коксования состоит в том, что в печи с улавливанием тепло поступает в камеру из обогревательных простенок, а в печах БУХПК используется тепло, генерируемое при сгорании газообразных продуктов коксования и частичного сжигания угля. С этой точки зрения в печах БУХПК можно избежать неорганизованных выбросов, в том числе токсичных и канцерогенных вследствие пониженного давления в печи. Кроме этого, в печи с улавливанием химических продуктов процесс коксования развивается в горизонтальном направлении, а в печи БУХПК – в вертикальном направлении, от верхней и нижней поверхностей слоя шихты (рисунок 2).

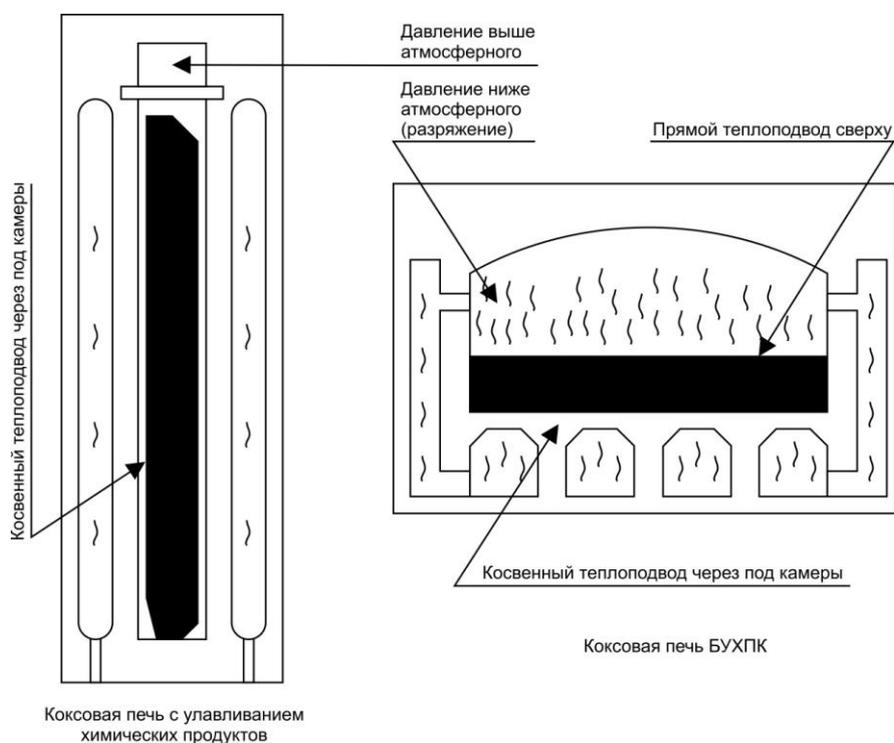


Рисунок 2 – Сравнение технологий коксования

Технология без улавливания химических продуктов коксования отличается более низким содержанием токсичных и опасных для здоровья людей компонентов и выбросов, что делает ее более предпочтительной в выборе технологии коксования углей.

Библиографический список

1. Антонов А.В. Производство кокса без улавливания химических продуктов коксования // Новости черной металлургии за рубежом. – 2006. - № 1. – С. 11-15.
2. Казмина В.В. Тепловые процессы коксования / В.В. Казмина, Т.Е. Никитина. – М.: Металлургия, 1987. – 432 с.
3. Сысков К.И. Термоокислительное коксование углей / К.И. Сысков, О.Н. Машенков. – М.: Металлургия, 1973. – 173 с.

УДК 622.6

ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА МЕТАЛЛИЗАЦИИ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ

СТРОКИНА И.В., ЯКУШЕВИЧ Н.Ф., ПОЛЯХ О.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Развитие черной металлургии в настоящее время идет по пути строительства мини-заводов, работающих на основе электросталеплавильного производства с использованием лома в качестве основного сырья. В мире уже действуют около 1000 мини-заводов производительностью от 0,5 до 2 млн. т стали в год, на долю которых приходится около 30 % мирового производства электростали.

Сравнительная диаграмма потребления сырья и готовой продукции черной металлургии РФ (рисунок 1) показывает, в целом, увеличение объемов за январь-июнь 2009 – 2011 гг. Потребление проката, стали и труб за два года увеличилось практически вдвое. Объемы использования чугуна и лома, как видно из рисунка, за последний год практически не изменились, однако, увеличилось потребление железорудного сырья. Связано это с существующей тенденцией к улучшению качества и большему выпуску металла со специальными свойствами, поэтому все чаще лом частично или полностью заменяется железом прямого восстановления.

Работа металлургических заводов, переориентированных на современный вид железосодержащего сырья - металлизированные окатыши, или, так называемое, железо прямого восстановления построена по схеме: производство металлизированных окатышей - плавка стали в электропечах с доводкой ее до заданного состава вне печи (в установках печь-ковш).

Первым крупным отечественным предприятием бездоменной метал-

лургии с принципиально новой технологией производства металла, основанной на прямом получении металла из руды, является Оскольский электрометаллургический комбинат. Следует отметить, что опыт ОЭМК подтвердил жизнеспособность и практическую целесообразность применения метода прямого восстановления железа в промышленном производстве.

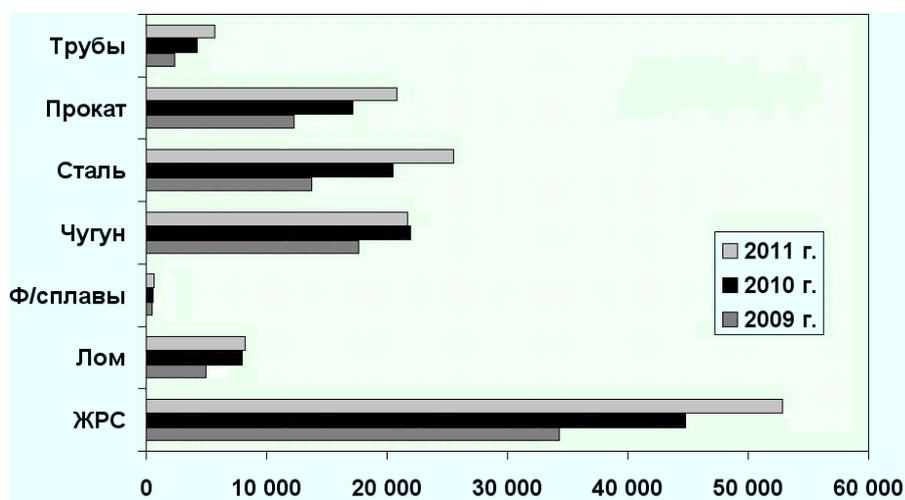


Рисунок 1 – Потребление сырья и готовой продукции черной металлургии РФ (январь-июнь), тыс. т

Снижение энергетических затрат – основная проблема современной металлургии. Сравнительное увеличение стоимости электроэнергии, природного газа и бурого угля, приведенной к одной энергетической единице, представлено на рисунке 2. Цены на газ с 2003 по 2011 год выросли в четыре раза, на электроэнергию – в два раза, стоимость бурого угля растет умеренно.

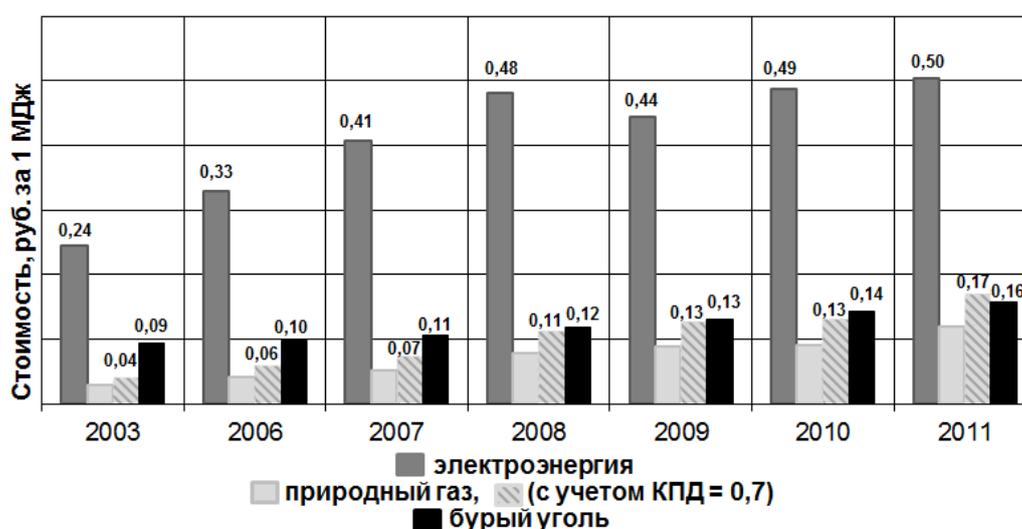


Рисунок 2 – Динамика увеличения стоимости электроэнергии, природного газа и бурого угля, приведенной к одной энергетической единице 1 МДж

В настоящее время используются достаточно много различных вариантов установок для получения металлизированных окатышей. Наибольшее распространение получили шахтные установки типа Midrex (производительность на ОЭМК 1,7 млн. т в год металлизированных окатышей), и вращающиеся обжиговые барабанные печи. Во всех случаях нагрев производится конвертированным природным газом. Поскольку для сжигания газа подается кислород (воздух), кислородный потенциал газовой фазы остается достаточно высоким и степень металлизации редко превышает 80 %. На ОЭМК степень металлизации железорудных окатышей в установках типа Midrex более 70 %, степень восстановления достигает 95 %. При плавке стали на охлажденных окатышах расход электроэнергии на 1 т стали составляет 500 кВт·ч. Металлургический мини-завод, запущенный в производство в 2008 году в Абу-Даби (Объединенные Арабские Эмираты), производительностью 1,4 млн. т литья в год, максимально использует горячее железо прямого восстановления, при этом расход электроэнергии на плавку 1 т стали составляет 350 кВт·ч.

При подробном теоретическом анализе процесса восстановления, оказалось, что технологические параметры могут быть значительно улучшены при совместном использовании твердого углерода и водорода. Такой режим может быть обеспечен при применении в качестве восстановителей полукоксов, бурых или длиннопламенных углей, торфа – наиболее дешевых и недефицитных материалов с большим содержанием летучих. При этом надо иметь в виду, что водород и твердый углерод в этом случае используются не только в качестве восстановителей, но и как топливо в виде горячих газов, образующихся при восстановлении.

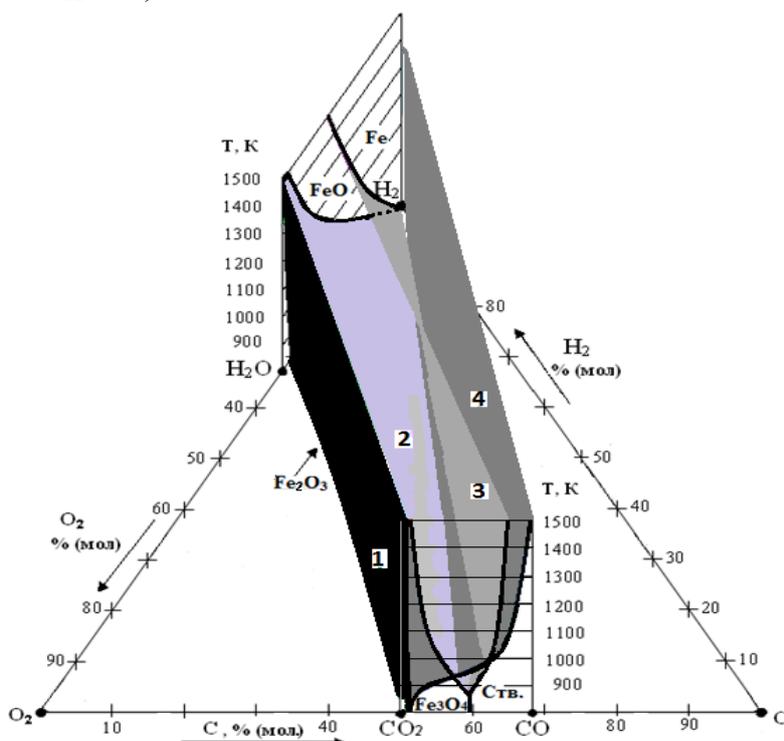
Присутствие в газовой фазе водорода, выделившегося в процессе нагрева из летучих полукоксов и углей, при соответствующем конструктивном оформлении процесса обеспечивает понижение температуры процесса и значительно увеличивает скорость реакций. Использование предлагаемых восстановителей позволяет упростить конструктивные параметры агрегатов, за счет отказа от ввода газообразного топлива и кислорода (воздуха), облегчить процесс восстановления оксидов железа, увеличить степень металлизации окатышей и их прочность, понизить спекаемость.

Восстановительный процесс с участием $C_{ТВ}$ и H_2 зависит от содержания примесных компонентов в руде, поэтому встает необходимость выявления общих закономерностей восстановления оксидов железа комбинированными восстановителями с целью использования этих данных непосредственно в промышленности.

Методом математического моделирования исследованы фазово-химические равновесия сложной системы $Fe-C-O_2-H_2$, проанализированы равновесные состояния оксидов железа с газовой фазой по температуре при условии постоянства давления.

На рисунке 3 представлена диаграмма фазово-химических равновесий системы $Fe-C-O_2-H_2$. На ней в координатах температура – состав газовой фа-

зы выделены объёмные области существования отдельных твердых фаз ($C_{ТВ}$, Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , FeO , Fe), сосуществующих с газовой фазой, состав которой представляется на треугольнике концентраций в координатах $C_{ТВ}$ - H_2 - O_2 (% , мол). Разделяющие эти области поверхности представляют трехфазные равновесия (Fe - FeO -газ, FeO - Fe_3O_4 -газ, Fe_3O_4 - Fe_2O_3 -газ, Fe - $C_{ТВ}$ -газ), а линии их пересечения – соответствующие четырехфазные равновесия (Fe_3O_4 - FeO - $C_{ТВ}$ -газ, FeO - Fe - $C_{ТВ}$ -газ).

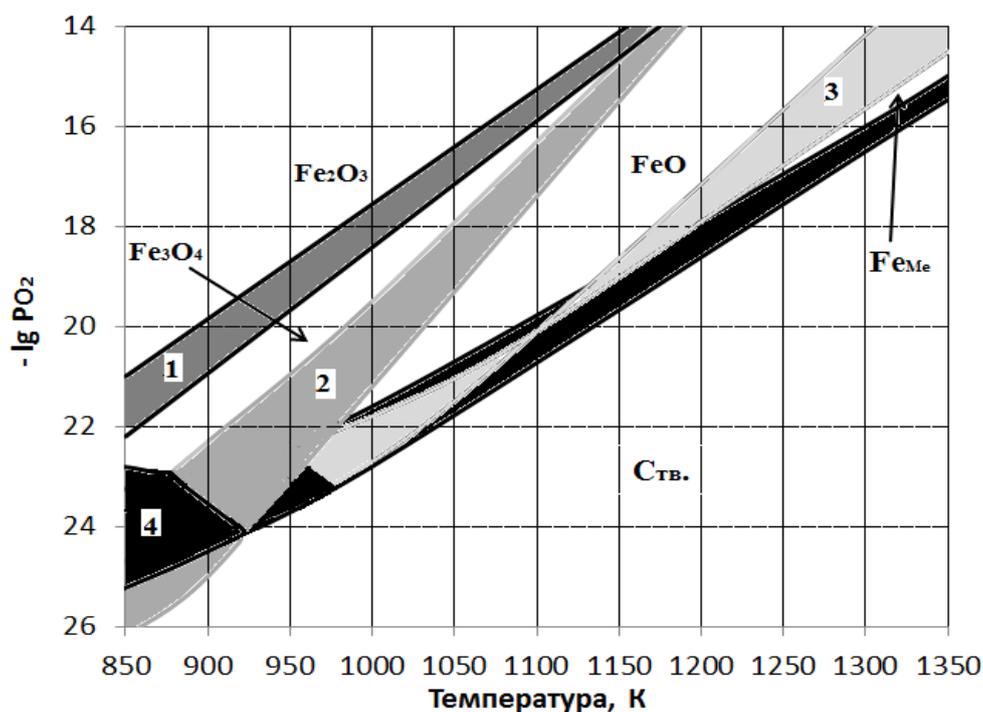


равновесные трехфазные поверхности: 1 – Fe_2O_3 - Fe_3O_4 -газ;
2 – Fe_3O_4 - FeO -газ; 3 – FeO - Fe -газ; 4 – Fe - $C_{ТВ}$ -газ

Рисунок 3 – Диаграмма фазово-химических равновесий в системе Fe - C - O_2 - H_2

Окислительно-восстановительные свойства газовой фазы системы Fe - C - O_2 - H_2 можно охарактеризовать при помощи величины кислородного потенциала. На рисунке 4 представлены уровни кислородного потенциала для поверхностей трехфазных равновесий. Для заданной температуры (например, 1100 К) можно определить кислородный потенциал безокислительного нагрева, необходимый для стабильного существования шпинелей $lg P_{O_2} = (-16) \div (-17)$, получения металлизированных окатышей $lg P_{O_2} = (-20) \div (-24)$ и возможности выделения сажистого углерода $lg P_{O_2} < -20$.

Полученные данные о фазово-химических равновесиях системы Fe - C - O_2 - H_2 позволяют охарактеризовать основные параметры технологических процессов (температура, окислительно-восстановительные свойства газовой фазы) и рекомендовать оптимальные режимы, например, для таких технологических процессов, как получение шпинелей (тонкодисперсных и крупнокристаллических), упрочняющего и восстановительного обжига рудугольных окатышей, термообработки металлических изделий.



Поверхности перехода: 1 – Fe_2O_3 в Fe_3O_4 ; 2 – Fe_3O_4 в FeO ;
3 – FeO в Fe_{Me} ; 4 – поверхность углеродоотложения

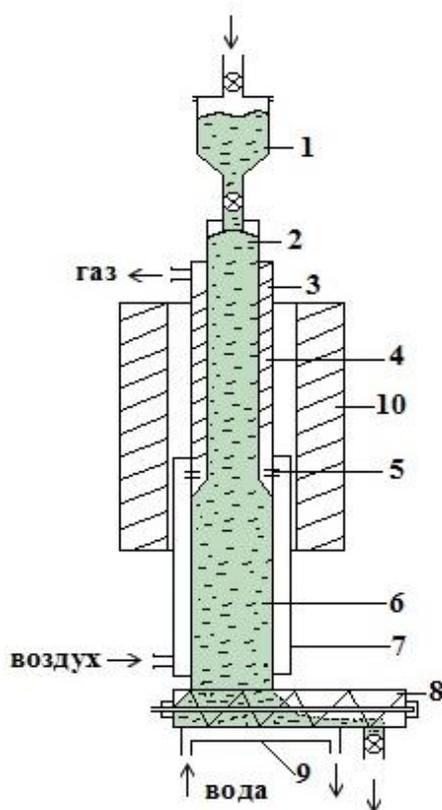
Рисунок 4 – Фазово-химические равновесия в системе $\text{Fe-C-O}_2\text{-H}_2$ в зависимости от кислородного потенциала газовой фазы и температуры

Показано, что комплексное восстановление является достаточно эффективным как по термодинамическим, так и по кинетическим показателям. При содержании 10 – 15 % водорода в газовой фазе температура начала восстановления снижается примерно на 70 градусов, а скорость реакций возрастает в несколько раз.

Предложен вариант технологической схемы восстановительного обжига рудугольных окатышей в герметичной шахтной печи (рисунок 5).

Нагрев шихты осуществляется за счет сжигания газов ($\text{CO}+\text{H}_2$), образующихся в процессе восстановления. Горячий газ, выходящий из реакционной зоны, сжигается в камере 4 при смешивании с воздухом, подогреваемым в камере 7 в зоне охлаждения шихты 6, при этом выделяется достаточное количество тепла для нагрева шихты и осуществления реакций восстановления в реакционной в шахте 2. Загрузка шихты и выгрузка материала осуществляется в герметичном режиме, что позволяет использовать в качестве восстановителя водород. Необходимую температуру процесса можно регулировать избытком воздуха, подаваемого в зону горения 5.

Использование газов, получаемых в процессе восстановления, позволяет исключить расходы на природный газ, его конвертирование, что при электроплавке стали с использованием горячих металлизированных окатышей может дать экономию 100 – 150 руб. на 1 т стали.



1 – бункер загрузочный; 2 – шахта реакционная; 3 – радиатор; 4 – камера сжигания печных газов; 5 – горелки; 6 – камера охлаждения окатышей; 7 – камера подогрева воздуха; 8 – транспортер – шнек для выгрузки окатышей; 9 – рубашка охлаждения шнека; 10 – футеровка шахты печи

Рисунок 5 – Схемы восстановительного обжига рудоугольных окатышей в герметичной шахтной печи

УДК 669.181

НЕТРАДИЦИОННЫЙ ПОДХОД К ПЕРЕРАБОТКЕ ЖЕЛЕЗОМАНГАНЦЕВЫХ РУД

ЦЫМБАЛ В.П., МОЧАЛОВ С.П., ПАВЛОВ В.В., РЫБЕНКО И.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В настоящее время ферромарганец и ряд других ферросплавов получают, преимущественно, в шахтных рудно-термических печах. Технологии получения этих сплавов достаточно хорошо отработаны и считаются, чуть ли не единственно возможными [1 – 3]. Однако с позиций глобальной экономики энергии они являются весьма энергозатратными. Энергия от электростанции к электродам дуговой печи приходит с тепловым КПД равным 36 %, т.е. только 360 кг угля с тонны доходят до электродов, а порядка 40 % дошедшей до электродов энергии уходит с дымовыми газами, состоящими преимущественно из оксида углерода. Таким образом, коэффициент полез-

ного использования исходного топлива получается 22 %, но при этом еще не учтены электрические и тепловые потери печи, а, самое главное, энерго- и материальные затраты на изготовление электродов.

Получить высокое извлечение, например, марганца, особенно для относительно бедных концентратов, сложно, так как велики потери при обогащении, а система шлак-металл здесь близка к термодинамическому равновесию.

Еще большие энергозатраты имеют место при переработке карбонатных руд. Обстоятельные данные с подробным анализом составляющих теплового баланса для пяти вариантов технологий приведены в труде Н.В. Толстогузова [4], где также показано, что плавка карбонатных руд имеет существенно большие (в 1,5 – 2,0 раза) энергозатраты, чем другие сравниваемые варианты: расход электроэнергии 5150 кВт·ч/т, расход кокса – 451 кг/т. С учетом коэффициента энергоемкости 1 кВт·ч равного 0,36 кг.у.т./кВт·ч получаем: $5150 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т} \times 0,36 = 1854 \text{ кг}\cdot\text{у.т.}/\text{т}$, а вместе с расходом кокса получаем 2305 кг.у.т./т.

Пересчитывая с учетом калорийности условного топлива равной 32550 кДж/кг.у.т. и кокса 25000 кДж/кг *получаем величину приведенных энергозатрат на плавку карбонатных концентратов равную 72 ГДж/т.*

В этом же источнике [4] приведены обстоятельные теоретические и экспериментальные данные по затратам тепла на разложение карбонатов, которые составляют 5,1 ГДж/т сплава при расходе коэффициента для бедной Усинской руды 2730 кг/т. Эти данные подтверждаются также нашими расчетами. Учитывая, что карбонатные концентраты, как правило, имеют гранулометрический состав 3 – 0 мм [2], необходима их агломерация. *Затраты кокса на агломерацию [2, 4] составляют 140 - 150 кг/т агломерата и с учетом расходного коэффициента 414 кг/т или 13,4 ГДж/т сплава.* Обжиг может быть совмещен с агломерацией, однако приведенный выше минимально необходимый теоретический расход тепла на обжиг (5,1 ГДж/т) должен быть скомпенсирован повышенным расходом кокса. Полученные выше данные об энергозатратах приняты в качестве базы для сравнения (таблица 1).

В качестве альтернативы предлагается малозатратная, наукоемкая технология прямого получения ферромарганца и марганцевых сплавов из пылевидных и мелкофракционных материалов, направленная, прежде всего, на переработку карбонатных руд и окисленных концентратов. В основу технологии заложен разработанный в период с 1991 по 2001 гг. группой ученых Сибирского государственного индустриального университета (научно-инновационная фирма «Синергетис») в содружестве с проектировщиками и технологами Запсиба [5 – 8] новый металлургический процесс и агрегат типа СЭР – самоорганизующийся струйно-эмульсионный реактор, который является дальнейшим развитием известных процессов прямого восстановления в жидкой ванне ПЖВ.

Таблица 1– Сравнительный анализ технологий

	Энергозатраты ГДж/т металла				Себестоимость, руб./т металла (в ценах 2003 г.)
	Обжиг	Агломерация	Плавка	Итого на всю технологию	
Традиционная технология					
1. Плавка в рудно-термической печи (карбонатный концентрат 28,7 % Mn)	5,1	13,4	72	90,5	
Технологии на основе агрегата типа СЭР					
2. Усинская выборочная карбонатная руда 33 % Mn (аналог концентрата)	Энергия отход. газов	-	51,9	51,9	10268
3. Сырая усинская карбонатная руда 19 % Mn	Энергия отход. газов	-	54,99	54,99	12255
4. Мелкие фракции обогащения Селезеньской руды 24 % Mn	Энергия отход. газов	-	43,14	43,14	9936

При разработке нового процесса и агрегата авторам удалось впервые в практике мировой металлургии реализовать ряд идей и принципов теории самоорганизации (синергетики), что в сочетании с использованием ряда физических эффектов (встречные струи, критические истечения двухфазных сред и др.) позволило получить существенные преимущества перед известными процессами [5, 8].

Основные преимущества: высокие скорости химических реакций благодаря большому отклонению системы от термодинамического равновесия и повышенному давлению в агрегате, малый удельный объем агрегата (в 10 – 15 раз меньше известных) и в связи с этим низкие капитальные затраты (в 2 – 3 раза ниже), низкая сквозная энергоемкость (в 1,5 раза) возможность прямой переработки в одном агрегате пылевидных руд и отходов (шлама, окалины, пылевидной извести, графита и т.д.) без окомкования, полная замкнутость процесса от атмосферы и возможность использования работы расширения реакционных газов, что позволяет обойтись без дымососов при про-

талкивании отходящих газов через котел-утилизатор, очистные сооружения и т.п. При этом возможно достижение сквозного теплового КПД исходного топлива до 80 – 90 %, в то время как в традиционной металлургии он составляет порядка 20%, а в энергетике – 36 %. Процесс запатентован в большинстве металлопроизводящих стран (США, Япония, Корея, Европейский патент и др.).

Технологическая схема процесса переработки мелкофракционных марганцевых концентратов приведена на рисунке 1. Шихтовые материалы (марганцевый концентрат уголь, пылевидные отходы, шлакообразующие) из системы подготовки шихты, которая на рисунке не показана, подаются в расходные бункеры 1, из которых через питатели 2 и дозатор 3 попадают в смеситель 4, а затем, через бункер-питатель 5 ящичный конвейер 6 и шнековый питатель 7 подаются под давлением в первый реактор агрегата СЭР (самоорганизующийся струйно-эмульсионный реактор). Основными конструктивными элементами агрегата СЭР являются шаровидная реакционная камера (реактор-осциллятор) 8 и рафинирующий отстойник (колонный реактор) 12 с системами подачи энергоносителей (угля, природного газа и кислорода) и системами циркуляции воды в ограждающих гарнисажных элементах агрегата. В реакторе-осцилляторе на встречных струях кислорода или воздуха осуществляется диспергация и частичное сжигание топлива. Приготовленная в этом реакторе газовзвесь с объемным газосодержанием порядка 0,99 через газодинамически запираемый канал подается в нижнюю часть колонного реактора 12 под высокий слой газошлаковой эмульсии, где происходит газификация и дожигание более крупных частиц твердого топлива и восстановление оксидов. К нижней части колонного реактора пристыковывается индукционно подогреваемый копильник 13, в котором накапливаются восстановленные из оксидов железо, марганец и другие металлы, а обедненный, сильно вспененный шлак выталкивается под давлением из верхней части колонного реактора в шлакоприемник 18, гранулятор 19 и может использоваться в качестве стройматериалов, адсорбентов и т.п. Использование для запираания соединительных каналов 9, 10 и 11 свойства критического истечения двухфазной среды и полного замыкания процесса от атмосферы позволяет повышать давление в элементах агрегата до уровней, необходимых для проталкивания полученного в колонном реакторе газа через все расположенные за агрегатом СЭР теплоутилизационные установки (водогрейные теплообменники, агрегаты кипящего слоя, газовые турбины и т.п.).

Реакционный газ, состоящий преимущественно из оксида углерода и являющийся очень эффективным восстановителем, из верхней части шлакоприемника, который также играет роль сепаратора газа и шлака, подается под давлением в агрегат кипящего слоя 20, реализация которого позволяет резко снизить энергоемкость производства ферромарганца за счет предварительного восстановления до MnO оксидного концентрата или обжига карбонатного.

Разработка конструкции агрегата обжига в кипящем слое является отдельной задачей и здесь не рассматривается.

Восстановленные в колонном реакторе 12 железо и марганец, собирают-

ся в индукционно подогреваемом копытнике 13 и через летку 14 выпускаются (непрерывно или периодически) в ковш или индукционную печь 15, где происходит усреднение металла, а в случае реализации технологии получения марганцовистых сталей – доводка металла до заданного состава, из которого можно получать специальное литье, например, износостойкие детали.

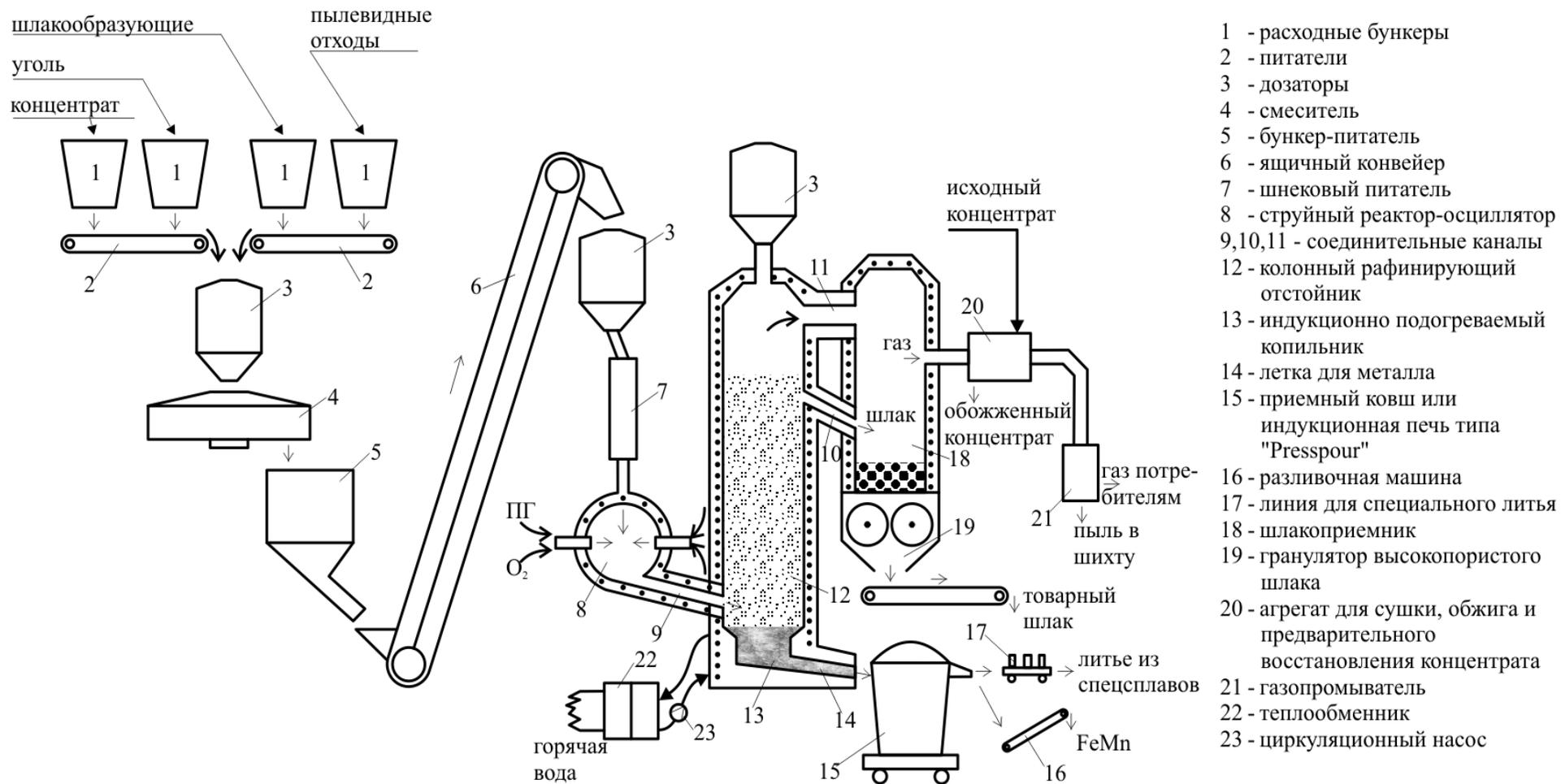


Рисунок 1 – Технологическая схема переработки мелкофракционных марганцевых концентратов

Задача обеспечения стойкости элементов агрегата решается с помощью автоматизированной системы формирования и поддержания гарнисажа, включающей теплообменники высокого давления 22, средства контроля и управления. Тепло гарнисажного охлаждения полностью утилизируется в виде товарной горячей воды для отопления и других нужд.

В таблице 1 приводится сравнительный анализ по энергозатратам и расходам по переделу традиционной и трех вариантов предлагаемых технологий. Эти результаты получены на основе модельных исследований с помощью разработанных на кафедре информационных технологий в металлургии СибГИУ инструментальных систем моделирования [9].

Как видно из таблицы 1, предлагаемая технология позволяет снизить энергозатраты подготовительных стадий почти на 25 % по отношению к основной стадии-плавке. Кроме того, полностью устраняются капитальные затраты на агломерацию и значительно уменьшаются капзатраты на обжиг, который будет осуществляться в достаточно компактных агрегатах кипящего слоя за счет потока отходящего технологического газа под давлением. Этот газ (имея достаточно высокую калорийность: порядка 75 – 80 % CO) может подаваться в заводской коллектор или даже реформироваться в синтез-газ путем пропускания через слой раскаленного кокса. Существенное снижение энергозатрат (порядка 20 – 25 ГДж/т) и себестоимости за счет этого фактора в расчет пока не принималось и является дополнительным резервом.

Сравнение вариантов технологий 2 и 3 (выборочная руда 33 % Mn и сырьевая руда 19,5 % Mn) показывает, что разница в энергозатратах и затратах на передел, несмотря на значительную разницу в содержаниях в шихте марганца, относительно невелика.

Этот, неожиданный на первый взгляд, результат вполне объясняется следующими факторами:

– как видно из таблицы в предлагаемой технологии на основе агрегата типа СЭР полностью исключается стадия окомкования (агломерация), а стадия обжига руды совмещена с основным технологическим процессом (плавкой) и служит для утилизации тепла отходящих газов;

– именно эти две стадии наиболее чувствительны к степени обогащения руды (расходу руды на тонну сплава).

Что же касается основной стадии процесса (плавки в агрегате типа СЭР), оказывается, что несмотря на увеличение кратности шлака с 0,9 (вариант 2) до 1,82 (вариант 3 – сырьевая руда), увеличение затрат энергии на нагрев шлака составляет всего лишь 1,2 ГДж/т или 6,7 % теплового баланса плавки.

Из приведенных выше данных вытекает важный вывод.

В случае реализации струйно-эмульсионной технологии в агрегате типа СЭР возможна переработка со значительным экономическим эффектом сырой Усинской руды (среднее содержание Mn 19,5 %), которая при обжиге отходящими газами в кипящем слое обогащается до 27,9 %. При этом показано, что обогащение этой руды до 33 % Mn приводит к относительно не-

большому повышению технико-экономических показателей. Это без учета затрат на обогащение, при котором одновременно снижается основность шлака с 0,9 до 0,6.

Одну из таких технологий наш творческий коллектив разработал в 1992 – 2001 годах и проверил на опытной установке на Запсибметкомбинате. В 1994 – 1995 годах по заданию Б.А. Кустова на опытной установке нового металлургического процесса мы смогли получить, пока правда нестандартный ферромарганец, из бедного (29 % Mn) Казахстанского пылевидного концентрата. В 2004 – 2005 годах по предложению В.В. Павлова, который в то время был управляющим директором ОАО «НкМК», мы продолжали проработку этой технологии применительно к переработке пылевидных составляющих марганцевых концентратов Селезеньского месторождения, поскольку на НкМК тогда еще планировалось получение ферромарганца. А в связи с тем, что руководитель «ЕвразХолдинга» А. Абрамов в те времена собирался покупать Усинское месторождение, мы попытались разработать технологию переработки карбонатных руд Усинского месторождения. При этом в одном из вариантов разработок просчитана технология, которая позволяет перерабатывать эти руды без обогащения, так как сквозной коэффициент использования энергии исходного топлива здесь может составлять порядка 80 – 90 % (в то время как в дуговых печах он всего 20 – 25 %), а каких-то принципиальных технологических ограничений на степень обогащения в этом процессе нет. При этом, естественно, возрастают затраты тепла на расплавление шлака (до 6,7 % от теплового баланса), но они вполне компенсируются исключением затрат на обогащение и перевозку концентрата. В этом случае нужно подвозить только уголь и отвозить готовый ферросплав, а расплавленным остеклованным шлаком заполнять выработку в массиве руды.

При таком подходе природе будет наноситься минимальный ущерб, поскольку все минералы (кроме марганца и железа) возвратятся в природу, по существу в магматическом состоянии и в то же место.

В связи с тем, что удельный объем агрегата небольшой, он может быть доставлен в нужную точку вертолетом по частям и после выработки определенного массива перемещаться на другое место. Работы могут быть организованы вахтовым методом.

Рассмотренная выше технология может быть применена и для переработки руд, которые предполагается использовать на площадке НкМК, и особенно для переработки бедных пылевидных фракций (14 – 24 % Mn), которых в этих концентратах почти половина. Это позволит уменьшить количество хвостов, увеличить степень извлечения марганца и продлить срок эксплуатации месторождения.

Важным экологическим преимуществом предлагаемого струйно-эмульсионного процесса является принципиальное отсутствие возможности испарения марганца и его оксидов, так как они проходят через слой шлако-металлической эмульсии и оседают в ней. Кроме того здесь отсутствует локальный высокотемпературный источник – дуга.

Библиографический список

1. Справочник по электротермическим процессам. / Б.И. Емлин., М.И. Гасик // М.: Металлургия. – 1978, 288 с.
2. Дедов П.И., Свитов В.С. Обогащительная фабрика карбонатных марганцевых руд, «Уралмеханобр». - 2004.
3. Л. Смирнов, Л. Тигунов и др. Марганец в своем отечестве. // Металлы Евразии.-1999, №6.
4. Толстогозов Н.В. Теоретические основы и технология плавки кремнистых и марганцевых сплавов. М.: Металлургия, 1992. – 293 с.
5. В.П. Цымбал, С.П. Мочалов, Р.С. Айзатулов и др. Струйно-эмульсионный процесс и реактор: новые возможности для мини-металлургии и машиностроения.//Электрометаллургия.-2002.№5.-С.10-18.
6. European Patent. International number PCT/RU93/00325. Process for the continuous refining of metal and a facility for carrying out said process / V.P. Tsymbal, S.P. Mochalov, K.M. Shakirov a.e. // International publication number WO 95/18238. -1995.
7. Пат. 2272849 Россия С1. Способ получения металлов из рудных материалов и агрегат для его осуществления / В.П. Цымбал, С.П. Мочалов.-2004122183/02; Заявлено 19.7.2004; Опубл. 27.3.2006, Бюллетень РСТ, Бюл. 9; Приоритет 19.7.2004.-12с.:ил.
8. Цымбал В.П., Мочалов С.П., Калашников С.Н. Модели и механизмы самоорганизации в технике и технологиях. В 3-х.: Ч. III. Примеры реализации идей и принципов синергетики: Учеб. пособие / Под ред. В.П. Цымбала. СибГИУ – Новокузнецк, 2005. 264 с.
9. Разработка методики и программного обеспечения для расчета оптимального состава шихтовых материалов различных вариантов технологий непрерывного металлургического процесса струйно-эмульсионного типа / С.П. Мочалов, В.П. Цымбал, И.А. Рыбенко и др. // Изв. вузов. Черная металлургия. -1996. -№12. -С. 4-8.

УДК 621.771

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ ПОВЕРХНОСТНЫХ ДЕФЕКТОВ ПРИ ПРОКАТКЕ В КАЛИБРАХ

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

*Сибирский государственный индустриальный университет,
ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»,
г. Новокузнецк*

Одной из основных причин получения металлопроката несоответствующего качества является наличие на его поверхности дефектов. Такие дефекты могут переходить на металлопрокат с исходных заготовок или возникать непосредственно в процессе прокатки. При этом наибольшую долю со-

ставляют перешедшие с заготовок дефекты.

В процессе деформации происходит формоизменение поверхностных дефектов, характер которого определяется используемым режимом деформации. Так при выборе оптимальных режимов деформации достигается интенсивная выработка дефектов (уменьшение их размеров), а использование нерациональных режимов может не только уменьшить интенсивность выработки дефектов, но и в ряде случаев привести к увеличению их размеров.

Большинство исследователей выделяют следующие факторы, оказывающие значимое влияние на интенсивность выработки поверхностных дефектов [1 – 5]: форма и размеры используемых калибров, степень деформации, ориентация грани с дефектами при прокатке. При этом можно констатировать, что в настоящее время отсутствует единое мнение по вопросу выбора оптимальных режимов прокатки. Так касательно выбора оптимальной калибровки различными авторами даются следующие рекомендации. Ю.В. Зильберг в работе [1] рекомендует чередовать калибры, требующие кантовки на 45 и на 90 градусов, а в работе [2] – использовать пару калибров «ромб-квадрат». Г.С. Уткин [3] приводит данные об увеличении выработки поверхностных дефектов при переходе от прокатки в ящичных калибрах на прокатку в четырехвалковых калибрах по схеме «квадрат-восьмигранник-квадрат». В.Н. Асановым [4] показано, что при переводе непрерывного стана 340/160 на прокатку по системе «круг-гладкая бочка» с ранее использовавшейся вытяжной системы «овал-круг» достигнуто улучшение качества поверхности готового проката. Отсутствие среди исследователей единого мнения по вопросу влияния режимов деформации на качество поверхности металлопроката свидетельствует об актуальности проведения дальнейших исследований в данном направлении.

Существующие методики исследований процессов формоизменения дефектов при прокатке можно объединить в две группы: промышленные эксперименты в производственных условиях и физическое моделирование на лабораторных прокатных станах. К основным недостаткам первой группы методов относятся: высокая стоимость проведения экспериментов (полученная в ходе проведения опытов продукция несоответствующего качества снижает общий выход годного) и ограниченность диапазонов изменения параметров, характеризующих режимы деформации, что связано с ограничениями по нагрузке на основное и вспомогательное оборудование прокатных станов. Поэтому широкое распространение в настоящее время получили методики физического моделирования процессов прокатки. При проведении лабораторных экспериментов в качестве модельного материала используют стальные или свинцовые образцы. При этом стальные образцы нагревают до температуры прокатки (1100 – 1200 °С), а свинцовые образцы прокатывают без предварительного нагрева, так как считается, что пластичность свинца при комнатной температуре соответствует пластичности стали при температурах прокатки. Множеством исследований показано, что адекватные реальным процессам закономерности можно получить, как при прокатке сталь-

ных, так и свинцовых образцов в лабораторных условиях.

На лабораторном прокатном стане «80» провели лабораторные исследования формоизменения поверхностных дефектов в зависимости от условий деформации. На образцы сечением 30×30 мм наносили искусственные дефекты в виде продольных, поперечных и наклонных под углом 45° к оси прокатки трещин глубиной 2 мм (дефекты на всех образцах имели одинаковую длину). Образцы с различной пространственной ориентацией прокатывали в ящичном, овальном и ромбическом калибрах. При этом прокатку в каждом калибре проводили по пяти вариантам со степенью деформации 5, 10, 15, 20 и 25 %

В качестве критерия интенсивности выработки дефектов приняли коэффициент выработки, определяемый из выражения:

$$\hat{E}_{\text{АУД}} = \frac{H_{\text{А0}}}{H_{\text{А1}}},$$

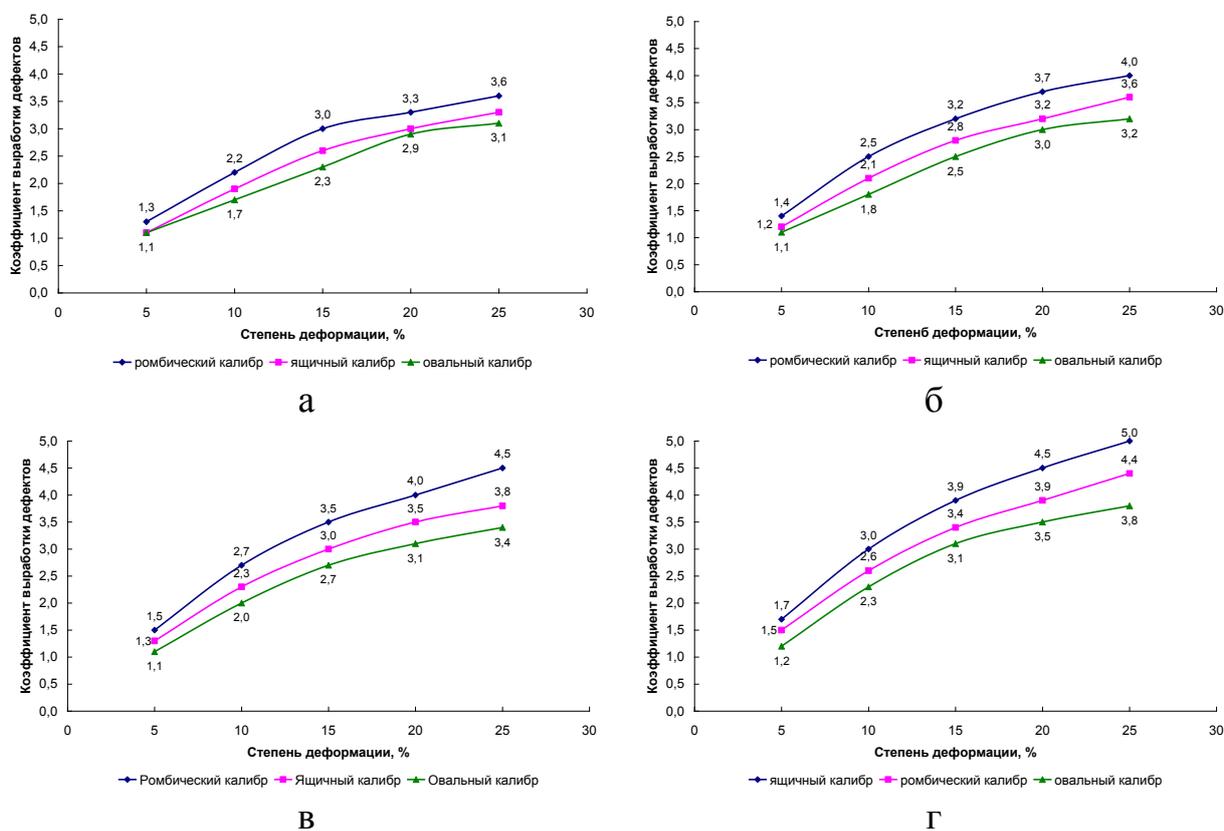
где $H_{\text{А0}}$, $H_{\text{А1}}$ – глубина дефектов до и после прокатки соответственно.

По полученным данным наиболее интенсивно поверхностные дефекты вырабатываются при прокатке в ромбическом калибре, а наименее интенсивно – в овальном калибре. Так при прочих равных условиях (одинаковая пространственная ориентация дефектов и степень деформации) коэффициент выработки дефектов при прокатке в ромбическом калибре выше коэффициента выработки при прокатке в овальном калибре в среднем на 22 %, а по сравнению с прокаткой в ящичном калибре разница составляет 13 % (рисунок 1).

Разница в интенсивности выработки поверхностных дефектов при прокатке в перечисленных калибрах обусловлена различной степенью геометрического подобия формы калибров и исходной заготовки. Так квадратная заготовка при задаче в ромбический калибр на ребро имеет с ним наибольшее подобие, в результате чего неравномерность распределения обжатий по ширине раската незначительна. Незначительная неравномерность деформаций приводит к уменьшению величины растягивающих напряжений и способствует завариванию поверхностных дефектов. В то же время при прокатке квадратной заготовки в овальном калибре обжатия в центральной зоне значительно превышают обжатия в боковых зонах и возникающая в результате неравномерность деформаций тормозит процессы выработки дефектов.

Также установлено, что степень выработки дефектов в значительной мере определяется расположением и пространственной ориентацией дефектов. Наиболее интенсивно вырабатываются продольные дефекты, а наименьшая выработка характерна для поперечных дефектов. Разница в степени выработки продольных и поперечных дефектов при прочих равных условиях составляет в среднем 14 %. При этом независимо от ориентации дефектов относительно оси прокатки, нанесенные на ребра заготовки дефекты выраба-

тываются интенсивнее расположенных на гранях дефектов в среднем на 11 %. Следует отметить, что полученные данные о более интенсивной выработке расположенных на ребрах заготовок дефектов согласуются с результатами, полученными авторами при проведении исследований в промышленных условиях [6, 7], и данными других исследователей [1, 5]. Причины неравномерной выработки дефектов в зависимости от их расположения объясняется различным изменением толщины поверхностных слоев раската в центральной и боковой зонах калибра. Так в боковых зонах происходит значительное уменьшение толщины поверхностных слоев из-за их тангенциального смещения в процессе деформации, что и приводит к интенсивной выработке дефектов. В центральных зонах калибра толщина поверхностных слоев уменьшается гораздо менее значительно за счет того, что металл получает только вертикальное смещение и в результате дефекты, расположенные по центру верхней и нижней граней вырабатываются менее интенсивно.



а – образцы с поперечными дефектами; б – образцы с наклонными дефектами; в – образцы с продольными дефектами на гранях; г – образцы с продольными дефектами на ребрах

Рисунок 1 – Зависимость коэффициента выработки дефектов от геометрических факторов при прокатке

Наряду с геометрическими параметрами калибра и пространственным расположением дефектов на интенсивность выработки поверхностных де-

фектов значимое влияние также оказывает степень деформации металла при прокатке. При этом полученные данные свидетельствуют о ярко выраженном нелинейном характере зависимости интенсивности выработки дефектов от степени деформации. Так наиболее интенсивное повышение интенсивности выработки дефектов происходит при увеличении степени деформации от 5 до 10 %, а наименее интенсивное – при прокатке со степенью деформации в интервале 20 – 25 %. Вид полученной зависимости интенсивности выработки поверхностных дефектов от степени деформации объясняется следующим. При малых обжатиях деформация проникает в раскат на меньшую глубину, чем глубина дефекта, поэтому выработке подвергается только часть дефекта, расположенная в приповерхностном слое. С увеличением обжатий деформация проникает в более глубокие слои и при этом интенсивное увеличение выработки наблюдается вплоть до момента, когда глубина проникновения деформации не сравняется с глубиной дефекта. После этого момента интенсивность выработки дефектов с ростом степени деформации увеличивается не столь значительно.

Таким образом, в ходе проведенных лабораторных исследований установлено, что наиболее благоприятные условия для выработки поверхностных дефектов на квадратной заготовке создаются при прокатке в ромбических калибрах. При этом с целью повышения интенсивности выработки дефектов целесообразно при прокатке использовать повышенные обжатия.

Библиографический список

1. Зильберг Ю.В. Формоизменение поверхностных дефектов при прокатке в простых калибрах / Ю.В. Зильберг, С.В. Ревякин // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 1996. – №8 – С. 23-25.
2. Зильберг Ю.В. Изменение поверхностных дефектов при прокатке трубной заготовки из коррозионностойкой стали / Ю.В. Зильберг [и др.] // *Сталь*. – 1991. – №10. – С. 33-36.
3. Уткин Г.С. Интенсификация выработки поверхностных дефектов при производстве заготовок / Г.С. Уткин [и др.] // *Производство проката*. – 2004. – №4. – С. 18-22.
4. Асанов В.Н. Совершенствование калибровки валков для прокатки круглых и арматурных профилей / В.Н. Асанов [и др.] // *Сталь*. – 2008. – №11. – С. 90-91.
5. Егоров В.Д. Выкатываемость дефектов при прокатке крупносортовой стали / В.Д. Егоров [и др.] // *Сталь*. – 1995. – №1. – С. 32-34.
6. Мартьянов Ю.А. Совершенствование технологии производства круглого проката конструкционных сталей на мелкосортном стане 250-2 ОАО «ЗСМК» / Ю.А. Мартьянов, В.Н. Кадыков, А.А. Уманский // *Металлургия: Технологии, управление, инновации, качество. Сборник трудов всероссийской научно-практической конференции*. – Новокузнецк, 2010. – С. 69-73.

7. Кадыков В.Н. Влияние калибровки прокатных валков на выработку поверхностных дефектов / В.Н. Кадыков, Ю.А. Мартьянов, А.А. Уманский // Вестник горно-металлургической секции российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. – Москва-Новокузнецк, 2011. – Вып. 27. – С. 132-136.

УДК 621.98:539.37

ОБ ОСАДКЕ ПОЛОСЫ ИЗ РАЗУПРОЧНЯЮЩЕГОСЯ МАТЕРИАЛА В СОСТОЯНИИ ПОЛЗУЧЕСТИ*

ПЕРЕТЯТЬКО В.Н., ПАНАМАРЕВ В.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Рассмотрим осадку прямоугольной металлической полосы толщиной $2h_0$, шириной $2l_0$ и длиной c_0 , которая значительно больше ширины ($c_0 \gg 2l_0$). Эта полоса в горячем состоянии сжимается с помощью двух жёстких плит, движущихся навстречу друг другу с относительной скоростью v . Её текущие размеры в деформированном состоянии обозначим по толщине $2h$, по ширине $2l$. На рисунке 1 приведено сечение полосы перпендику-

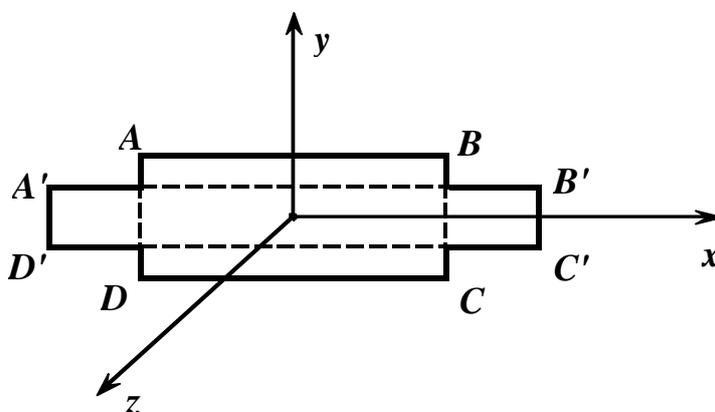


Рисунок 1 – Сечение полосы перпендикулярное оси Z

лярное оси Z, где $ABCD$ – исходное сечение, $A'B'C'D'$ – деформированное сечение: $2h_0 = AD$, $2l_0 = AB$, $2h = A'D'$, $2l = A'B'$. Примем следующие допущения:

– деформированное состояние считаем плоским, положив логарифмическую деформацию по длине пластины ε_z и её скорость ξ_z равными нулю –

* Работа выполнена при поддержке РФФИ (проект № 11-08-00845-а).

пренебрегая малыми упруго-пластическими деформациями, общие деформации будем считать деформациями ползучести;

– материал считаем несжимаемым;

– напряжённно-деформированное состояние по толщине полосы считаем однородным;

– принимаем гипотезу плоских.

Такие допущения используются в теории обработки металлов давлением, упрощая решения задач сведением их к одномерным [1].

В работе [2] приведены соотношения для логарифмических деформаций $\varepsilon_x, \varepsilon_y, \varepsilon_z$, скоростей логарифмических деформаций ξ_x, ξ_y, ξ_z и напряжений $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$, а также функциональные зависимости внешних усилий от интенсивности внутренних напряжений. Приняв обозначения $\sigma_i \equiv \sigma_e, \varepsilon_i \equiv \varepsilon_e, \xi_i \equiv \xi_e$ и $\eta \equiv \underline{P}$ для параметра Удквиста, выпишем основные соотношения для осаживаемой полосы:

$$\varepsilon_z = 0, \varepsilon_y = \ln(h/h_0); \quad (1)$$

$$\xi_z = 0, \xi_y = -v/(2h), \xi_x = -\xi_y, \xi_i = \xi_e = v/(\sqrt{3} \cdot h); \quad (2)$$

$$\sigma_y = -p, \sigma_z = (\sigma_x - p)/2, \sigma_i = \sigma_e = \sqrt{3}(\sigma_x + p)/2; \quad (3)$$

$$\eta = \underline{P} = \int_0^t \xi_i dt = -2 \int_{h_0}^h \frac{\xi_i}{v} dh = -\frac{2}{\sqrt{3}} \int_{h_0}^h \frac{dh}{h} = 2 \ln(h_0/h) / \sqrt{3}. \quad (4)$$

В этих соотношения ξ_i и σ_i – интенсивности скоростей деформаций и напряжений соответственно; p – контактное давление плитами прессы. В соответствии с приведёнными соотношениями получено уравнение равновесия для осаживаемой полосы:

$$d\sigma_x / dx = q / h, \quad (5)$$

где q – интенсивность сил трения на контактных поверхностях. Это уравнение с использованием закона Кулона:

$$q = \mu p, \quad (6)$$

где μ – коэффициент трения ($0 < \mu \leq 0,5$), принимает вид

$$dp / p = -\mu dx / h. \quad (7)$$

В соответствии с приведёнными соотношениями в работе [2] выделим три зоны на контактных плоскостях полосы: зона прилипания, зона торможения и зона скольжения. На полуширине полосы $[l - h \cdot \ln(2\mu) / \mu; l]$ – зона скольжения; $[2h; l - h \cdot \ln(2\mu) / \mu]$ – зона торможения и $[0; 2h]$ – зона прилипания. В различных зонах контактное давление определяется различными выражениями, которые можно представить в явном виде:

– в зоне скольжения

$$p \equiv p_1 = 2\sigma_i \cdot e^{\mu(l-x)/h} / \sqrt{3}; \quad (8)$$

– в зоне торможения

$$p \equiv p_2 = \frac{\sigma_i}{\sqrt{3}} \left\{ \frac{1}{\mu} [1 + \ln(2\mu)] + \frac{l}{h} \right\} + \frac{\sigma_i}{\sqrt{3} \cdot h} x; \quad (9)$$

– в зоне прилипания

$$p \equiv p_3 = \frac{\sigma_i}{\sqrt{3}} \left\{ \frac{1}{\mu} [1 + \ln(2\mu)] + \frac{l}{h} - 1 \right\} - \frac{\sigma_i}{\sqrt{3} \cdot 4h^2} x^2. \quad (10)$$

После определения контактного давления сила S , приходящаяся на единицу длины в направлении, перпендикулярном чертежу, может быть определена по формуле

$$S = 2 \int_0^l p dx = 2 \left(\int_0^{2h} p_3 dx + \int_{2h}^{l+h \ln(2\mu)/\mu} p_2 dx + \int_{l+h \ln(2\mu)/\mu}^l p_1 dx \right). \quad (11)$$

Приведённые выражения для внешнего давления содержат не определённую пока интенсивность напряжений σ_i , которая определяется согласно используемому в расчётах закону ползучести. В работе [2] был использован закон упрочнения, который имеет вид:

$$\sigma_e = a \xi_e^{m_1} \underline{P}^{m_2}, \quad (12)$$

где a , m_1 , m_2 – числовые характеристики ползучести. С учётом выражений для величин ε_i и \underline{P} из соотношений (1) и (4), из (12) следует

$$\sigma_e = a [v/(\sqrt{3} \cdot h)]^{m_1} [2 \ln(h_0/h)/\sqrt{3}]^{m_2}, \quad (13)$$

В данной работе используем закон разупрочнения, которым описывается ползучесть ряда металлических сплавов. Например, сплавы: ВТ-14 при $T = 950 - 1000$ °С, ВТ-20 при $T = 850$ °С, АМг-6 при $T = 420$ °С, 01419У при $T = 400$ °С, 01995 при $T = 475$ °С, Л-62 при $T = 800$ °С в процессе ползучести разупрочняются и разрушаются при достижении интенсивности деформации ε_i критического значения ε_* , которое не зависит от вызвавших её величины напряжений и вида напряженного состояния. Для таких материалов вводится параметр повреждённости, за который принимается отношение текущей интенсивности деформаций ползучести к её критическому значению: $\omega = \varepsilon_i / \varepsilon_*$; $0 \leq \omega \leq 1$ [3,4]. Интенсивность напряжений для таких материалов удовлетворяет соотношению [5]

$$\sigma_i = \xi_i^{1/n} \cdot (1 - \eta / \varepsilon_*)^{m/n} / B^{1/n}, \quad (14)$$

где n , m , B – зависящие от температуры числовые характеристики. Используя выражения для величин ε_i и η из соотношений (2) и (4), получим:

$$\sigma_i = [v/(\sqrt{3} \cdot h)]^{1/n} \cdot [1 - 2 \ln(h_0/h)/(\sqrt{3} \cdot \varepsilon_*)]^{m/n} / B^{1/n}. \quad (15)$$

Параметр поврежденности можно определить по формуле $\omega = \eta / \varepsilon_*$:

$$\omega = 2 \ln(h_0 / h) / (\sqrt{3} \cdot \varepsilon_*) \quad (16)$$

Ряд металлических материалов в процессе ползучести разрушается при достижении удельной рассеянной работы A критического значения A_* , и это значение не зависит от вызвавших его величины напряжений и вида напряженного состояния. К таким материалам относятся, например, сплавы: ВТ-14 при $T = 800 - 920$ °С, ВТ-9 при $T = 550$ °С, АК4-14Т при $T = 200$ °С, 01420 при $T = 380$ °С, ВМД-10 при $T = 380$ °С. В этом случае в качестве параметра поврежденности можно принять отношение текущего значения удельной рассеянной работы к её критическому значению: $\omega = A / A_*$, где $dA = \sigma d\varepsilon$; $0 \leq \omega \leq 1$ [3, 4]. Интенсивность напряжений для таких материалов удовлетворяет соотношению [6]

$$\sigma_i = \frac{\xi_i^{1/n}}{B^{1/n}} \cdot \left[1 - \frac{(n-m)}{nA_*B^{1/n}} \eta_n \right]^{m/(n-m)}, \quad (17)$$

где $\eta_n = \int_0^t \xi_i^{(1+n)/n} dt$ – параметр, который назовём обобщённым параметром Удквиста. Определим его значение, используя выражение для ξ_i из соотношений (2):

$$\eta_n = \int_0^t \xi_i^{(1+n)/n} dt = -\frac{2}{v} \int_{h_0}^h \left(\frac{v}{\sqrt{3} \cdot h} \right)^{(1+n)/n} \cdot dh = \frac{2nv^{1/n}}{(\sqrt{3})^{(1+n)/n}} \left(\frac{1}{h^{1/n}} - \frac{1}{h_0^{1/n}} \right). \quad (18)$$

Используя выражения для величин ξ_i и η_n из соотношений (2) и (15), получим:

$$\sigma_i = \left(\frac{v}{\sqrt{3} \cdot hB} \right)^{1/n} \cdot \left\{ 1 - \frac{(n-m)}{nA_*B^{1/n}} \left[\frac{2nv^{1/n}}{(\sqrt{3})} \left(\frac{1}{h^{1/n}} - \frac{1}{h_0^{1/n}} \right) \right] \right\}^{m/(n-m)}. \quad (19)$$

Параметр поврежденности $\omega(t) = 1 - \left\{ 1 - \frac{(n-m)}{nA_*B^{1/n}} \eta_n \right\}^{n/(n-m)}$ [6] принимает вид

$$\omega = 1 - \left\{ 1 - \frac{(n-m)}{nA_*B^{1/n}} \left[\frac{2nv^{1/n}}{(\sqrt{3})} \left(\frac{1}{h^{1/n}} - \frac{1}{h_0^{1/n}} \right) \right] \right\}^{m/(n-m)}. \quad (20)$$

Выводы. На основании известных соотношений, описывающих процесс осаживания полосы из упрочняющегося материала в состоянии ползучести, выведены соотношения, описывающие процесс осаживания полосы из разупрочняющегося материала в состоянии ползучести. При этом использованы два различных закона ползучести, содержащие параметры, позволяющие оценить степень повреждаемости материала полосы в процессе осадки.

Библиографический список

1. Сторожев М.В., Попов Е.А. Теория обработки металлов давлением. М.: Машиностроение, 1986. – 221 с.
2. Малинин Н.Н. Ползучесть в обработке металлов давлением. М.: Машиностроение, 1977. – 423 с.
3. Романов К.И. Механика горячего формоизменения металлов. М.: Машиностроение, 1993. – 240 с.
4. Методы решения технологических задач теории ползучести. Рекомендации Р54-327-91/ Г.П.Мельников, В.Д.Токарев, А.Ф.Никитенко и др. Новосибирск, 1991. – 60 с.
5. Горев Б.В., Панамарёв В.А. Об уравнениях ползучести с деформационным параметром поврежденности в обработке металлов давлением //Краевые задачи и математическое моделирование: тематич. сб. науч. ст. Т. 1. Новокузнецк. 2010. – С. 168 – 172.
6. Горев Б.В., Панамарёв В.А. Об уравнениях ползучести с энергетическим параметром поврежденности в обработке металлов давлением //Краевые задачи и математическое моделирование: тематич. сб. науч. ст. Т. 1. Новокузнецк. 2010. - С. 172 – 176.

УДК 669.184.244:685.567.1

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ КОНВЕРТЕРНОЙ ПЛАВКИ С ПЕРЕРАБОТКОЙ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Герасименко И.П., Протопопов Е.В., Числавлев В.В., Жибинова И.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Как известно, в процессе металлургического производства образуется и накапливается значительное количество техногенных отходов, что оказывает значительную экологическую нагрузку на окружающую среду. Следует отметить, что развитие и внедрение непрерывной разливки стали значительно сокращается количество образующегося оборотного металлолома, что является важнейшей проблемой, с которой сталкивается современная отечественная металлургия. Отмечается [1], что загрязнения металлолома примесными элементами приведет к тому, что уже в 2015 г. будет накоплено до 300 млн. т. амортизационного стального лома, который нельзя будет переработать в товарную продукцию при сохранении существующего уровня требований к качеству металлопродукции. При этом обеспечение в подготовленном ломе минимального содержания примесей цветных металлов (главным образом – меди и олова) является наиболее сложной задачей. Поэтому создание технологических вариантов конвертерной плавки с переработкой железосодержащего техногенного сырья является актуальной задачей сегодняшнего дня.

Повышение эффективности такого технологического процесса с использованием железосодержащих охладителей, очевидно, может быть обеспечено за счет разработки новых технологических приемов продувки и оптимальных режимов подачи в конвертер компонентов металлошихты и дополнительных материалов.

Ежегодно в ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» образуется более 1,3 млн. т шлаков содержащих железо, накапливаемых в шлаковых отвалах в виде шлакостальных коржей (ШСК).

Предварительно для разработки параметров технологии и оценки эффективности переработки шлакостальных коржей в конвертерном производстве выполнены расчеты материальных балансов экспериментальных плавков. Сопоставление расчетных и экспериментальных данных с использованием в завалку ШСК и по обычной технологии представлено в таблице 1.

Как видно (таблица 1), расчетные значения в основном совпадают с полученными результатами на опытных плавках, проведенными в 160-т агрегатах ККЦ № 1. Зафиксировано снижение температуры металла на повалке, которая на опытных плавках была ниже не только расчетных значений, но и ниже на 18 °С температуры металла на плавках по обычной технологии при одинаковом соотношении чугуна (71,61 %) и лома (28,39 %) в металлозавалке. Очевидно, основной причиной такого снижения температуры металла, в отличие от сравнительных плавков по обычной технологии является, присутствие в завалке значительного количества (до 12,1 т) ШСК и блюминговой обрезки (14,1 т).

В соответствии с параметрами предлагаемой технологии предварительный подогрев лома производился в течение 7 – 8 минут с порционной присадкой угля перед заливкой чугуна. Выполненные замеры температуры поверхности лома показывают (рисунок 1), что при прогреве лома средняя температура тем выше, чем меньше его насыпная плотность (кг/м³), т.е. чем больше общая «пористость» шихты.

Как известно, скорость прогрева лома зависит от скорости аккумуляции тепла ломом, а последняя определяется величиной теплового потока во время прогрева. В свою очередь, величина теплового потока зависит от теплового сопротивления лома, равного

$$R=\delta/\lambda,$$

где δ – толщина слоя металлолома, м;

λ – коэффициент теплопроводности лома с воздушными в нем прослойками («межкусковая пористость»), кДж/(м·ч·К).

В данных условиях завалка лома в 160-тонный конвертер, как правило, производится одним совком (~40 – 45 т), а средняя насыпная плотность составляет порядка 1000 кг/м³, поэтому тепловое сопротивление, особенно в начале прогрева достаточно высокое. Выполненные расчеты показывают, что при таком режиме прогрева лома последний нагревался в среднем только до 195 °С (при низшей теплоте сгорания угля равной 28000 кДж/кг). Поэтому

му, учитывая высокое тепловое сопротивление лома, его нагрев был недостаточным и неравномерным.

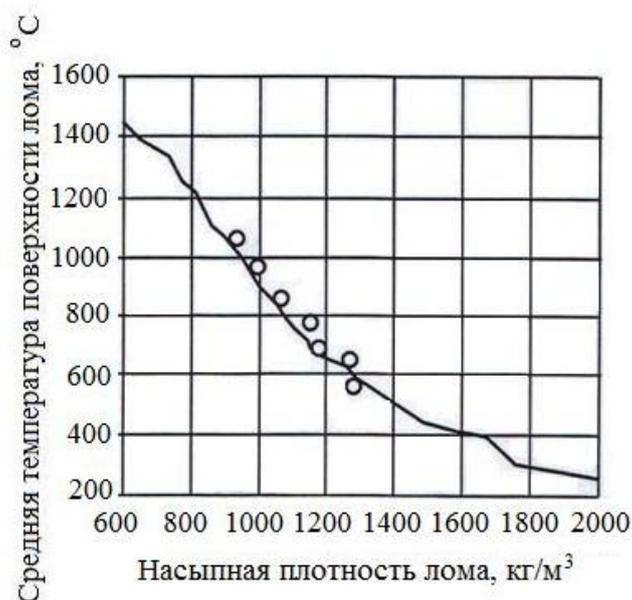
Таблица 1 – Сопоставление расчетных и экспериментальных данных со ШСК и по обычной технологии

Показатель	Расчётные значения	Плавки со ШСК	Плавки по обычной технологии
Число плавов	-	20	61
Расход чугуна, т (%)	108,7 (71,61)	108,7 (71,61)	108,5 (71,66)
Расход лома, т (%)	43,1 (28,39)	43,1 (28,39)	42,9 (28,34)
В том числе коржей т (%)	12,1 (7,89)	12,1 (7,89)	-
Расход металлошихты, кг/т	1114,6	1114,6	1087,7
Присадки в конвертер, т (%):			
известь	6,8 (4,8)	6,8 (4,8)	6,8 (4,8)
известково-магнезиальный флюс	0,8 (0,53)	0,8 (0,066)	0,8 (0,066)
известняк	0,1(0,066)	0,1(0,066)	0,1(0,066)
алюминиевая выбойка	0,4(0,26)	0,4(0,26)	0,3(0,198)
уголь ТОМ (разрез Междуреченский)	2,96(1,949)	2,6 (1,71)	2,6 (1,72)
марганцевая руда	0,1(0,066)	0,1(0,066)	0,3(0,198)
Химический состав металла на первой повалке, %:			
С	0,07	0,07	0,09
Mn	0,19	0,13	0,18
S	0,024	0,022	0,023
P	0,015	0,013	0,020
Температура металла на первой повалке, °С	1630	1611	1629
Химический состав шлака, %:			
CaO	46,23	44,1	43,4
SiO ₂	17,57	16,8	18,2
FeO	19,26	21,0	19,9
MgO	5,64	8,9	9,6
MnO	4,64	5,1	6,1
Al ₂ O ₃	3,63	2,5	2,4
S	0,11	0,09	0,08
P ₂ O ₅	2,1	1,81	1,92
CaF ₂	0,82	-	-
Основность шлака CaO/SiO ₂	2,63	2,63	2,36
Коэффициенты распределения			
(S)/[S]	4,5	4,1	3,5
(P ₂ O ₅)/[P]	138,1	139,2	96,0

Расчетные и практические данные (рисунок 1) показывают, что средняя температура поверхности лома при насыпной плотности $\sim 1000 \text{ кг/м}^3$ может быть в пределах $1000 \text{ }^\circ\text{C}$. Учитывая, что в металлозавалке $\sim 50 \%$ от массы лома составляли ШСК и блюминговая обрезь, температура верхней, тяжелой части лома, значительно ниже (прогрев толстых кусков лома происходит значительно медленнее, чем тонких). Это свидетельствует о том,

что при заливке чугуна, очевидно, происходило намораживание его на поверхностях лома, что ещё более ухудшает показатели теплообмена и нагрева. Вследствие затрат времени и тепла на расплавление «намороженных» слоев чугуна на кусках лома и самого тяжеловесного лома с примесями шлака, температура металла на повалке была в среднем на 18 °С ниже, что увеличивало цикл плавки и количество додувок. Установлено, что для предотвращения снижения температуры металла на повалке и уменьшения додувок на температуру, завалку лома с использованием ШСК целесообразно проводить в две стадии:

- завалка легковесного лома с прогревом (5 – 7 минут);
- завалка ШСК на прогретый лом с последующим более интенсивным прогревом, для чего необходимо увеличить расход угля до расчетного значения (~ 2,96 т на садку конвертера) и с подачей кислорода в данный период с большим удельным расходом.



— — расчетная кривая; о — данные практических замеров

Рисунок 1 – Зависимость изменения средней температуры поверхности лома от его насыпной плотности по истечении 5 минут прогрева

При такой технологии, вследствие более быстрого выравнивания температуры к моменту заливки чугуна в конвертер, будет достигаться наиболее рациональный прогрев всего лома.

Как показывает анализ экспериментальных данных (таблица 1), такой вариант технологии приводит к следующим показателям:

- ухудшения рафинирующей способности шлака не происходит. Коэффициенты распределения серы и фосфора между шлаком и металлом на плавках с ШСК соответственно выше на 1,0 (4,5 против 3,5), на 42,1 (138,1 против 96,0) единицы;

- применение ШСК в количестве ~8 % от металлозавалки приводит к

снижению: извести на 0,472 (4,478 против 4,95), известково-магнезиального флюса на 0,196 (0,530 против 0,726), марганцевой руды на 0,132 (0,066 против 0,198) кг/100 кг металлозавалки;

– в связи с наличием в ШСК высокоосновного шлака увеличивается основность шлака на 0,27 (2,63 против 2,36) единицы.

На основании расчетов материальных балансов построены графики зависимостей основных технологических параметров от количества присаживаемых на плавку шлакостальных коржей (рисунок 2).

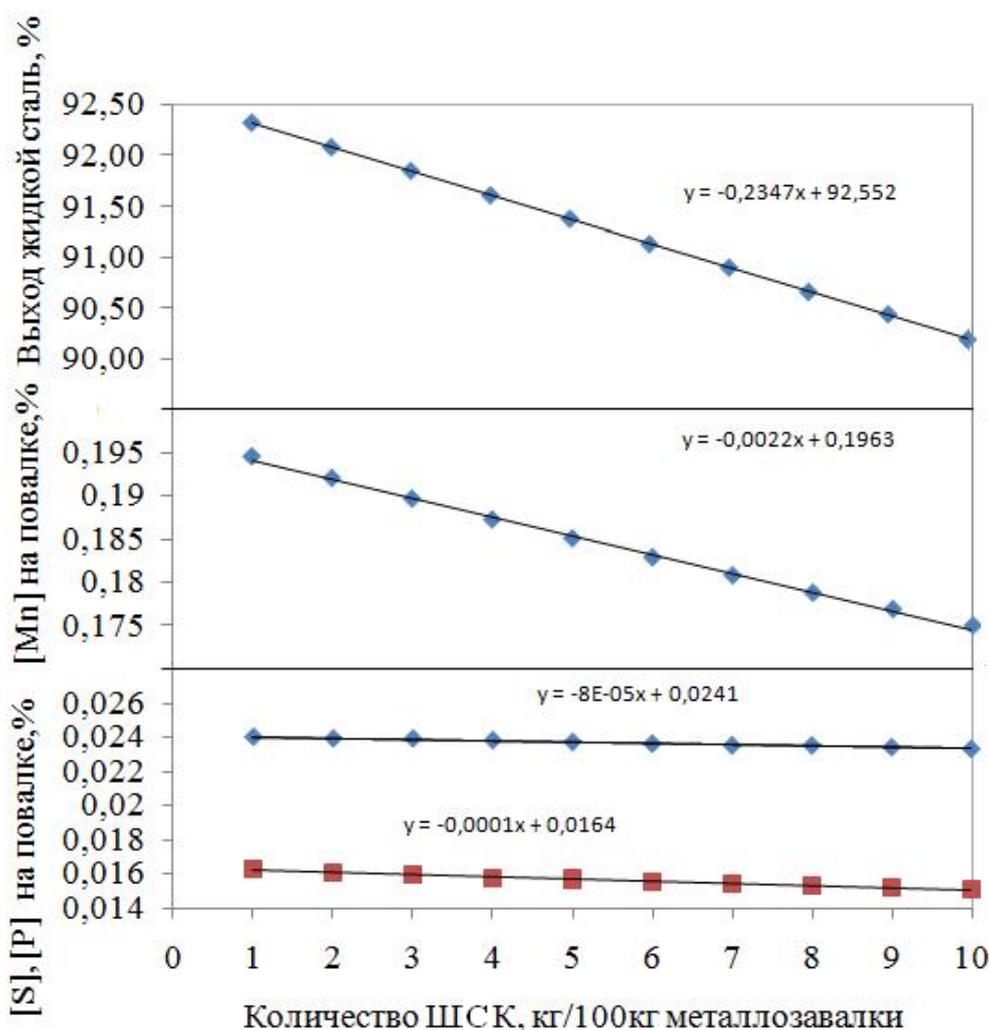


Рисунок 2 – Зависимость основных технологических параметров плавки от количества ШКС в завалке

Как видно (рисунок 2), повышение доли ШСК не оказывает значительного влияния на содержание серы и фосфора в металле на повалке, а содержание марганца снижается незначительно. Поскольку загрязнение ШСК неотделимым мусором составляет 22,8 %, при увеличении в металлозавалке ШСК происходит снижение выхода жидкой стали. Использование в металлозавалку ШСК до 6 тонн (~4 кг/100 кг металлозавалки) не требует существенного изменения действующей в цехе технологии выплавки стали (выходы жидкой стали по базовой технологии и с применением ШСК одинаковы).

Реализация технологии выплавки стали в 160-тонных конвертерах с применением ШСК в более значительных количествах (8 – 10 кг/100 кг металлозавалки) предопределяет необходимость использования технологии конвертерной плавки с элементами жидкофазного восстановления [2].

Библиографический список

1. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали / В.А. Кудрин – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528 с., ил.
2. Патент № 2107737 России, МКИ С 21 С 5/28. Способ выплавки стали в конвертере / Р.С. Айзатулов, Е.В. Протопопов, В.В. Соколов [и др.] - № 97102677/02 (003053); Заявл.26.02.97; Оpubл.10.06.97. Бюл. №9.-1998.

УДК 62-83-52

МОДЕЛЬ ФОРМИРОВАНИЯ СТРУКТУРЫ ЗОНЫ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОГО ЛЕГИРОВАНИЯ МЕТАЛЛОВ НА ГРАНИЦЕ С ОСНОВОЙ*

Молотков С.Г., Ващук Е.С., Будовских Е.А., Громов В.Е.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

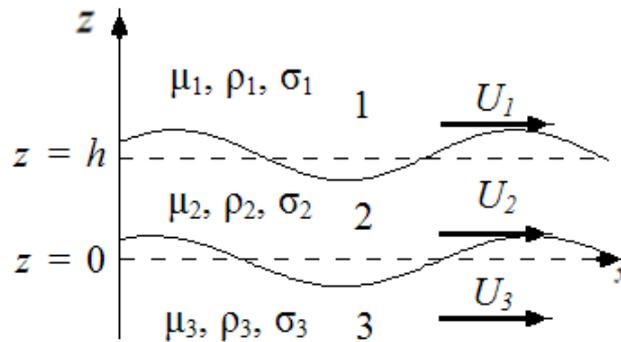
В ряде технологических процессов наблюдается формирование волнистой границы раздела между двумя средами, механизм образования которой обусловлен возникновением неустойчивости Кельвина-Гельмгольца. В работе [1] показано, что при электровзрывном меднении поверхности углеродистой стали на границе зоны легирования с основой образуется зубчатый рельеф с характерным периодом порядка 10 мкм. Высказано предположение, что его происхождение обусловлено течением расплава вдоль поверхности от центра зоны плазменного воздействия к ее периферии. Обоснование этого предположения требует математического описания процесса развития гидродинамической неустойчивости, что и явилось целью настоящей работы.

Импульсные многофазные плазменные струи, формируемые при электрическом взрыве проводников, используются для модификации структуры и свойств поверхности металлов и сплавов. При электровзрывном легировании такие струи служат как для нагрева поверхности выше температуры плавления, так и для насыщения образующегося расплава продуктами взрыва с последующей самозакалкой. Основные параметры плазменного воздействия на поверхность при электровзрывном легировании – это время импульса (100 мкс), поглощаемая плотность мощности ($\sim 10^9$ Вт/м²) и давление

* Работа выполнена при поддержке грантом РФФИ № 11-02-91150-ГФЕН_a.

на оси струи ($\sim 10^6 - 10^7$ Па).

Для объяснения формирования зубчатой границы зоны электровзрывного меднения с основной углеродистой стали нами предложена следующая модель. Плазма, получающаяся в результате электрического взрыва медной фольги попадает на железную подложку, вследствие этого поверхность железа легируется медью. При этом образуется геометрическая структура, схема которой показана на рисунке 1.



1 – плазма, содержащая конденсированные частицы продуктов взрыва медной фольги; 2 – верхний поверхностный слой расплава, легированный медью; 3 – нижний слой расплава железа. Волнистые линии изображают колебания границ разделов, возникающих в результате возникновения неустойчивости Кельвина-Гельмгольца

Рисунок 1 – Геометрия поверхности зоны электровзрывного меднения стали

Плазменная струя представляет собой идеальную жидкость плотностью $\rho_1 = 1 \text{ кг/м}^3$, динамической вязкостью $\mu_1 = 0$, коэффициентом поверхностного натяжения $\sigma_1 = 0$, движущуюся со скоростью $U_1 = 100 \text{ м/с}$ вдоль оси x . Он заключается в интервале $h < z < \infty$ (рисунок 1). Второй слой представляет собой расплав, сильно легированный медью и имеющей плотность $\rho_2 = 8,03 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$, динамическую вязкость $\mu_2 = 4,3 \cdot 10^{-3} \text{ Па}\cdot\text{с}$, коэффициент поверхностного натяжения $\sigma_2 = 1,351 \text{ Н/м}$, толщину $h = 1 \cdot 10^{-5} \text{ м}$, скорость движения $U_2 = 0$. Располагается в области $h < z < 0$. Третий слой – железо плотностью $\rho_3 = 7,02 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$, динамической вязкостью $\mu_3 = 6,8 \cdot 10^{-3} \text{ Па}\cdot\text{с}$, коэффициентом поверхностного натяжения $\sigma_3 = 1,85 \text{ Н/м}$, скоростью движения $U_3 = 0$ и заключается в интервале $-\infty < z < 0$. Для упрощения расчетов сделаем следующие предположения. Жидкости несжимаемы. Волна распространяется вдоль всей оси x и однородна вдоль оси y . В такой волне все величины не зависят от координаты y .

Колебания границы раздела опишем с помощью потенциалов скоростей $\phi_{1,2,3}(x, y, z, t)$. Пусть величины смещений границ раздела двух сред от положения равновесия $z = \xi(x, y, z, t)$ для $z = 0$ и $z = \eta(x, y, z, t)$ для $z = h$. Уравнения несжимаемости и кинематические граничные условия запишем в виде [2]:

$$\Delta\varphi_{1,2,3}=0, \quad (1)$$

$$\frac{\partial\eta}{\partial t}+U_1\frac{\partial\eta}{\partial x}=\frac{\partial\varphi_1}{\partial z}, \quad z=h, \quad (2)$$

$$\frac{\partial\eta}{\partial t}+U_2\frac{\partial\eta}{\partial x}=\frac{\partial\varphi_2}{\partial z}, \quad z=h, \quad (3)$$

$$\frac{\partial\xi}{\partial t}+U_2\frac{\partial\xi}{\partial x}=\frac{\partial\varphi_2}{\partial z}, \quad z=0, \quad (4)$$

$$\frac{\partial\xi}{\partial t}+U_3\frac{\partial\xi}{\partial x}=\frac{\partial\varphi_3}{\partial z}, \quad z=0, \quad (5)$$

Уравнения (1) – (5) дополним динамическими граничными условиями. Следуя обзору [3], введем «перколяционные» граничные условия, которые соответствуют случаю проникновения элементарных объемов одной среды в другую. В них присутствуют произведения скорости и вязкости различных сред в отличие от непроницаемых граничных условий, для случая, когда элементарные объемы одной среды не проникают в другую, и поэтому в них присутствуют произведения скорости и вязкости одноименных сред. Использование перколяционных граничных условий позволяет объяснить легирование на большую глубину за малое время импульсного плазменного воздействия.

Динамические граничные условия, учитывающие перколяцию, запишем в виде:

$$\rho_1\left(g^*\eta+\frac{\partial\varphi_1}{\partial t}+U_1\frac{\partial\varphi}{\partial x}\right)-2\mu_2\frac{\partial^2\varphi_1}{\partial x^2}=\rho_2\left(g^*\eta+\frac{\partial\varphi_1}{\partial t}\right)+2\sigma_2\frac{\partial^2\eta_1}{\partial x^2}, \quad z=h, \quad (6)$$

$$\rho_1\left(g^*\xi+\frac{\partial\varphi_2}{\partial t}\right)+2\left(\mu_2\frac{\partial^2\varphi_3}{\partial x^2}-\mu_3\frac{\partial^2\varphi_2}{\partial x^2}\right)=\rho_3\left(g^*\eta+\frac{\partial\varphi_3}{\partial t}\right)+\sigma^*\frac{\partial^2\xi}{\partial x^2}, \quad z=0, \quad (7)$$

где g^* – эффективное ускорение, соответствующее плазменному давлению p , $\sigma^*=|\sigma_1-\sigma_2|$ межфазное поверхностное натяжение на границе металлов (правило Антонова [4]) и σ_1, σ_2 – поверхностное натяжение каждого из металлов.

Представляя искомые функции в виде $\varphi_1\sim A\exp(-kz)$, $\varphi_2\sim B\exp(kz)+C\exp(-kz)$, $\varphi_3\sim D\exp(kz)$ и линеаризуя систему уравнений (2) – (7), получим обыкновенные дифференциальные уравнения второго порядка, описывающие границы раздела слоев 1-2 и 2-3.

Для границы 1-2 при $z=h$ имеем:

$$A1\cdot\frac{\partial^2\eta}{\partial t^2}+A2\cdot\frac{\partial\eta}{\partial t}+A3\cdot\eta=0, \quad (8)$$

$$A1 = -\frac{1}{k} \rho_1 + \rho_2 \frac{B \cdot \exp(kh) + C \cdot \exp(-kh)}{B \cdot \exp(kh) - C \cdot \exp(-kh)},$$

$$A2 = -2 \left(i \rho_1 U_1 + \mu_1 k \frac{B \cdot \exp(kh) + C \cdot \exp(-kh)}{B \cdot \exp(kh) - C \cdot \exp(-kh)} + \mu_2 k \right),$$

$$A3 = g^* (\rho_1 - \rho_2) + k^2 (\rho_1 U_1 - 2i \mu_2 U_1 + \sigma^2).$$

Для границы 2-3 при $z = 0$ имеем:

$$\frac{\partial^2 \xi}{\partial t^2} + B2 \frac{\partial \xi}{\partial x} + B3 \cdot \xi = 0, \quad (9)$$

$$B2 = -2k^2 \frac{\mu_2 - \mu_3 \frac{B \cdot \exp(kh) + C \cdot \exp(-kh)}{B \cdot \exp(kh) - C \cdot \exp(-kh)}}{\rho_2 \frac{B+C}{B-C} - \frac{\rho_3}{D}},$$

$$B3 = \frac{k g^* (\rho_2 - \rho_3) - k^3 \sigma^*}{\rho_2 \frac{B+C}{B-C} - \frac{\rho_3}{D}}.$$

Для нахождения коэффициентов $A1$, $A2$, $A3$, $B2$ и $B3$ решим уравнения (8), (9). Для анализа возникновения неустойчивости границы слоев 2-3 при $z = 0$ приведем явный вид решения уравнения (9):

$$\xi = \left(C1 \cdot \exp \left(-\frac{1}{2} (B2 - \sqrt{B2^2 - 4B3}) \cdot t \right) + C2 \cdot \exp \left(-\frac{1}{2} (B2 + \sqrt{B2^2 - 4B3}) \cdot t \right) \right) \cdot \exp(ikx) \quad (10)$$

График зависимости амплитуды колебаний от координаты x для момента времени $t = 1 \cdot 10^{-4}$ с, $k = 6 \cdot 10^{-5}$ м⁻¹, частотой $\omega = 1,86112 \cdot 10^6$ с⁻¹ для коэффициентов $C1 = C2 = 1 \cdot 10^{-8}$, $B = 1 \cdot 10^{-6}$, $C = 2 \cdot 10^{-6}$, $D = 1 \cdot 10^{-5}$ представлен на рисунке 2, а рост амплитуды колебаний для фиксированной координаты $x = 15 \cdot 10^{-3}$ м для остальных неизменных параметров – на рисунке 3.

Увеличение амплитуды колебаний со временем на участке с данной координатой говорит о существовании неустойчивости Кельвина-Гельмгольца на границе раздела.

Для того, чтобы определить траекторию частиц жидкости в волне, представим потенциалы скорости в слое $h < z < 0$ в виде [4]:

$$\varphi_2 = (B \exp(kz) + C \exp(-kz)) \cdot \cos(kx - \omega t). \quad (11)$$

Для $z < 0$ имеем:

$$\varphi_3 = D \exp(kz) \cdot \cos(kx - \omega t), \quad (12)$$

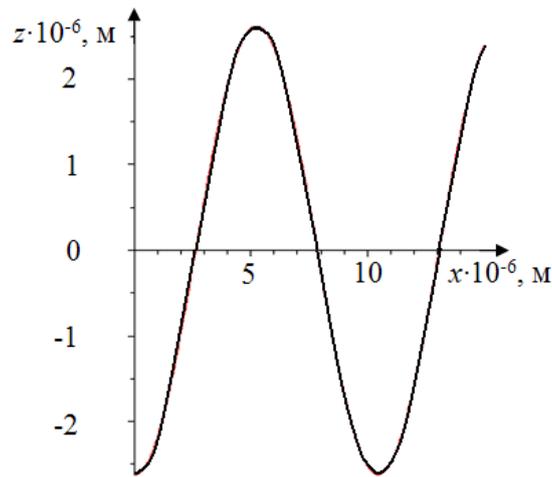


Рисунок 2 – Зависимость амплитуды колебаний границы раздела слоев 2-3 при $z = 0$ от координаты x для фиксированного момента времени $t = 10^{-4}$ с

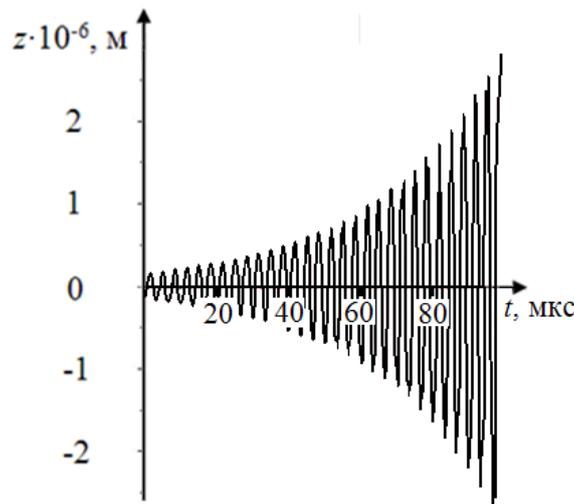


Рисунок 3 – Зависимость амплитуды колебаний при фиксированном значении $x = 15 \cdot 10^{-3}$ м от времени t

Потенциалы, скорости, координаты связаны между собой:

$$v_x = \frac{\partial \varphi}{\partial x}, \quad v_z = \frac{\partial \varphi}{\partial z}, \quad x = \int v_x dt, \quad z = \int v_z dt. \quad (13)$$

Воспользовавшись малостью колебаний, получим координаты движущейся точки в плоскости xOz , для полосы $0 < z < h$:

$$x = x_0 - \frac{k}{\omega} ((B \cdot \exp(kz_0) + C \cdot \exp(-kz_0)) \cdot \cos(kx_0 - \omega t)), \quad (14)$$

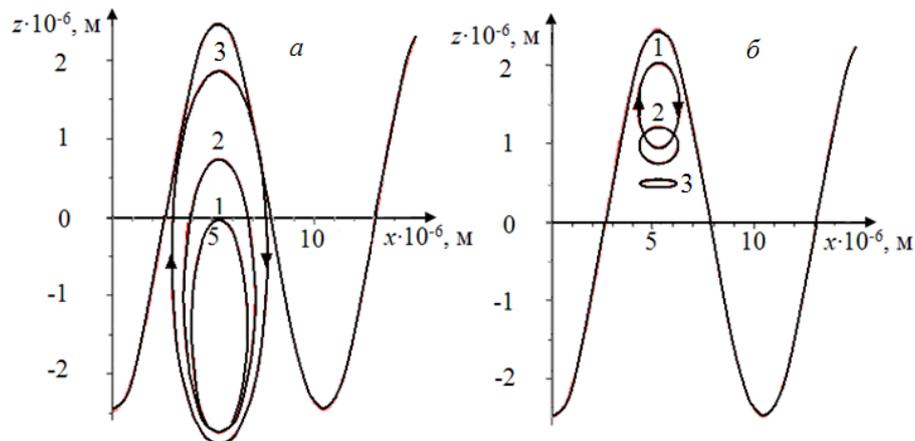
$$z = z_0 - \frac{k}{\omega} ((B \cdot \exp(kz_0) + C \cdot \exp(-kz_0)) \cdot \cos(kx_0 - \omega t)),$$

для области $z < 0$:

$$x = x_0 - \frac{k}{\omega} D \cdot \exp(kz_0) \cdot \cos(kx_0 - \omega t), \quad (15)$$

$$z = z_0 - \frac{k}{\omega} D \cdot \exp(kz_0) \sin(kx_0 - \omega t).$$

В формулах (14) и (15) x_0, z_0 – координаты равновесного положения частицы. Подставляя значения констант, полученные при решении уравнений (8) и (9) и выбирая значения равновесных координат в областях $0 < z < h$ и $z < 0$, получим результаты, представленные на рисунке 4, а, б.



а – для слоя 2 при значении равновесных координат $x_0 = 5,3 \cdot 10^{-6}$ и z_0 , равных $-1,5 \cdot 10^{-6}$ м, $-1,0 \cdot 10^{-6}$ м, $-0,5 \cdot 10^{-6}$ м для эллипсов 1, 2, 3 соответственно; б – для слоя 3 при значении равновесных координат $x_0 = 5,3 \cdot 10^{-6}$ и z_0 , равных $1,5 \cdot 10^{-6}$ м, $1,0 \cdot 10^{-6}$ м, $0,5 \cdot 10^{-6}$ м для эллипсов 1, 2, 3 соответственно

Рисунок 4 – Траектории частиц расплава на границе слоев

Таким образом, частицы расплава описывают эллипсы вокруг точек x_0, z_0 , причем для частиц из слоя 2 полуоси эллипсов больше, чем для частиц из слоя 3. При этом параметры траектории возрастают по мере приближения к границе снизу. Это можно объяснить тем, что, во-первых, различаются плотности контактирующих слоев расплава, а, во-вторых, перколяцией, облегчающей обмен элементами объема из соседних слоев, что отражают использованные граничные условия.

Таким образом, использование модели развития неустойчивости Кельвина-Гельмгольца позволяет описать общий характер геометрической структуры границы раздела зоны электровзрывного легирования с основой металла и ее развития во времени. Он заключается в росте амплитуды колебаний границы и одновременном ее размывании в ходе процессов перколяционного перемешивания с формированием «нечеткого» геометрического рисунка, что соответствует экспериментально наблюдаемому квазипериодическому зубчатому рельефу этой границы.

Библиографический список

1. Влияние параметров электронно-пучковой обработки на микротвердость поверхности стали 45 после электровзрывного боромеднения / А.В. Восстрецова, Е.С. Ващук, Е.А. Будовских и др. // Материаловедение и терми-

- ческая обработка металлов: Междунар. сб. науч. тр. / под ред. А.Н. Емелюшина и Е.В. Петроченко. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. С. 209 – 212.
2. Лэмб Г. Гидродинамика. – М.: ОГИЗ Гостехиздат. – 1947. – 928 с.
 3. Ткаченко В.И. Диссипативная неустойчивость Кельвина – Гельмгольца и ее многоликие проявления в окружающей среде. // Вісник Харківського університету. Серія фізична: «Ядра, частинки, поля». – 2010. – № 916. – Вип. 3. – С. 4 – 22.
 4. Сумм Б.Д. Новые корреляции поверхностного натяжения с объемными свойствами жидкостей // Вестн. Моск. Ун-та. Химия. Сер. 2. – 1999. – Т. 40 – № 6. – С. 400 – 405.
 5. Ландау Л.Д., Лившиц Е.М. Гидродинамика. М.: Наука. – 1988. – 733с.

СВАРКА: НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ, МАТЕРИАЛЫ И ОБОРУДОВАНИЕ

УДК 621.791:620.22

ВОССТАНОВЛЕНИЯ ХОДОВЫХ КРАНОВЫХ КОЛЕС НАПЛАВКОЙ

Биктимиров А.С.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга*

Исследования последних лет и производственной практикой установлено, что большинство деталей выбраковывается вследствие незначительного износа рабочих поверхностей, составляющего не более 1 % исходной массы детали. Если учесть, что к моменту списания некоторых деталей для повторного использования путем восстановления пригодно 65 – 75 % из них, то организация восстановления, разработка новых способов наплавки и наплавочных материалов является не только эффективным способом удовлетворения потребностей Российской промышленности запасными частями, но и существенным резервом повышения качества ремонта, а так же снижения расходов материальных и трудовых ресурсов [1, С. 5].

Наплавка – нанесение с помощью сварки слоя металла на поверхность изделия. Восстановление ходовых колес мостового крана наплавкой экономически эффективно. Это обусловлено незначительной массой наплавленного металла, составляющей 2 – 6 % от массы самой детали, возможностью 2 – 3 раза восстанавливать деталь после износа вместо изготовления, дифференцированно повышать износостойкость требуемых поверхностей. Стоимость ремонта ходовых колес методом наплавки обычно составляет 15 – 20 %

стоимости новой детали, что значительно позволяет экономить денежные средства. Задача наплавки – получение достаточно однородного по требуемым характеристикам (техническим условиям) слоя, наиболее экономичными и производительными методами.

Наплавку осуществляют нанесением расплавленного металла на поверхность изделия, нагретую до оплавления или до температуры надежного смачивания жидким наплавленным металлом. Наплавленный слой образует одно целое с основным металлом. Необходимые свойства металла наплавленного слоя зависят от его химического состава, который, в свою очередь, определяется составом основного и дополнительного металлов и долями их участия в образовании шва. Влияние разбавления слоев основным металлом тем меньше, чем меньше доля основного металла в формировании слоя. В связи с этим для случаев, когда желательно иметь в наплавленном слое состав, максимально приближающийся к составу наплавленного металла, необходимо стремиться к минимальному проплавлению основного металла, т.е. к уменьшению доли основного металла в металле шва [2, С. 56,57].

Доля участия основного металла в формировании наплавленного металла зависит как от принятого способа, так и от режима наплавки. Существует несколько видов наплавки ходовых колес, к ним относятся ручная дуговая наплавка, автоматическая наплавка под слоем флюса, наплавка самозащитной порошковой проволокой и наплавка в среде защитных газов. Различные методы наплавки отличаются друг от друга тепловой подготовкой основного и наплавленного металлов. При ручной дуговой наплавке покрытыми электродами, а особенно при механизированной наплавке плавящейся электродной проволокой в среде защитных газов или под флюсом, доля основного металла в наплавленном слое, как правило, не может быть, без опасности получения непровара, снижена менее чем до 0,2 мм.

Естественно, что на долю основного металла в наплавленном слое влияет и интенсивность теплоотвода в наплавленном изделии, который зависит от теплофизических свойств металла этого изделия, его геометрических размеров (в частности, толщины металла вблизи наплавленной поверхности), а также наличия искусственного регулирования термического режима наплавленного колеса (сопутствующего наплавке подогрева). При увеличении толщины детали усиливается теплоотвод и уменьшается проплавление основного металла.

На рисунке 1 показаны ходовые крановые колеса мостового крана.

Так как ходовые крановые колеса изготавливают из стали 65,75, 65Г или литья из стали 65ГЛ, а эти стали склонны к отпускной хрупкости, то перед наплавкой необходим предварительный подогрев колеса. Поэтапное восстановление колеса наплавкой выглядит следующим образом: снятие наклёпа на токарном станке (до 2 мм на сторону), отпуск в термопечи ($T = 300 - 400$ °С, в течение 6 – 8 часов, остывание в течение 10 – 12 часов, наплавка, механическая обработка и последующая проверка по шаблону базовых размеров и твёрдости поверхностей [3, С. 3, 4].



а



б

а – до ремонта; б – после ремонта

Рисунок 1 – Ходовые крановые колеса мостового крана

Таким образом, в различных случаях при наплавке необходимо комплексно решать ряд сложных вопросов: выбор материала, обеспечивающего соответствующие условиям эксплуатации свойства; возможность наплавки этого материала непосредственно на основной металл детали или подбор материала для наплавки подслоя; выбор термического режима для выполнения наплавки; установление необходимости последующей термической обработки для получения необходимых эксплуатационных характеристик.

Библиографический список

1. Наплавочные сплавы. Учебное пособие. Под редакцией Афанасьева В.К. – Кемерово: «Полиграф» 2005-234с
2. Хромченко Ф.А. Сварочные технологии при ремонтных работах.- М.: Интермет, 2005-368с.
3. Наплавка крановых колес. ТИ 107-69-96, Разработчик Заборовский В.М., Новокузнецк.1996-5с.

УДК 621.791.65

СВАРОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Гордин С.О., Рудаков С.Г., Полторацкий Л.М.

***ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»,
Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк***

Дуговая сварка металлов является одним из выдающихся научных открытий позапрошлого века. Академик Петров открыл и описал электрическую дугу и указал на возможность ее использования для расплавления металлов. Русские инженеры Н.Н. Бенардос и Н.Г. Славянов разработали способы дуговой сварки неплавящимися и плавящимися электродами. Способ сварки металлическим электродом, запатентованный Славяновым в 1890 – 1891 гг. в ряде стран, стал широко использоваться в промышленности. Именно с этого момента и началась история металлических сварочных электродов. Достаточно долгое время российским ученым принадлежало лидер-

ство в данной области развития идей и разработке технологий. Так, вводить дополнительно металлический материал в покрытие сварочных электродов с целью интенсификации процесса плавления присадочного материала предложили еще в 1937 г. Е.М. Кузмак и И.П. Доронин. В настоящее время большинство стран, производящих сварочные электроды, выпускают высокопроизводительные электроды с введением в электродное покрытие железного порошка.

В современной технике электродуговая сварка является важнейшим способом изготовления неразъемных соединений металлов в большинстве отраслей промышленности и строительства, вытесняя литье и клепку. Широкое применение в сварочном производстве находят процессы механизированной сварки. Доля полуавтоматической сварки проволоками сплошного сечения и порошковыми достигает 75 – 85 %.

В настоящее время, в условиях экономического кризиса и высокой конкуренции на рынке сварочных материалов, создание высокоэффективных материалов и разработка современных технологий их производства приобретает для производителя очень важное значение. Сталепрокатное производство ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» производит сварочные электроды и сварочную проволоку марок Св-08А и Св-08Г2С (с омедненной и неомедненной поверхностью).

Для производства сварочных электродов разработан комплекс технических решений, позволяющий получать высококачественную продукцию. Это – устройство для выпаривания жидкого стекла, установка автоматического дозирования электродной шихты, и термостойкие краски разных цветов для поштучной маркировки электродов, устройство для очистки электродной проволоки от остатков технологической смазки, состав связующего для изготовления электродного покрытия. Разработан способ снижения сорбции атмосферной влаги покрытием электродов марки Запсиб УОНИ-13/55. Данный способ реализован введением в электродное покрытие борной кислоты в количестве до 0,3% от массы сухой электродной шихты. Практически невозможно заменить даже один из компонентов электродного покрытия более дешевым без всесторонних исследований новых материалов, уровня свойств электродов и выполненных ими сварных соединений. Это длительный и трудоемкий процесс. Целесообразно, на наш взгляд, создавать новые высококачественные сварочные материалы под собственным брендом. Разработаны рецептуры покрытия новых марок электродов – Запсиб МР-3Р, МР-3Л, Запсиб ОЗС-12 (рутиловое покрытие), Запсиб УОНИ-13/55 (основное покрытие), Искра-1 (электроды для резки), причем покрытие этих электродов состоит из отходов, получаемых в сталепрокатном производстве. Электроды марок Запсиб УОНИ-13/55 и Запсиб МР-3Р аттестованы Национальным Агентством Контроля и Сварки, а электроды марки Запсиб УОНИ-13/55 также и Российским Речным Регистром. Повышение качества сварочной проволоки за счет уменьшения количества остаточной смазки на поверхности передельной и готовой проволоки, снижение расхода смазки и во-

лочильного инструмента является актуальной задачей для технологов, производящих данную металлопродукцию.

Для решения этих задач также разработан комплекс технических решений. Это – два состава технологических смазок для волочения проволоки в режиме гидродинамического трения, инструмент для волочения проволоки, моющий раствор для очистки заготовки под омеднение сварочной проволоки и температурно-скоростной режим рекристаллизационного отжига передельной проволоки. Сварочная проволока также аттестована Национальным Агентством Контроля и Сварки. Сварочные материалы, производимые ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», неоднократно становились дипломантами и лауреатами конкурса «100 лучших товаров России». Таким образом, только комплексный подход к решению задач в области качества, позволяет производить продукцию с высоким уровнем потребительских свойств, конкурентоспособную на рынке сварочных материалов. Кроме этого, необходимо иметь достаточно низкую себестоимость продукции для возможности проводить гибкую ценовую политику. Данная задача решена рециклингом материалов. В данном случае, на ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» использовались отходы, получаемые в сталепрокатном производстве, а также дешевые материалы, используемые в других производствах. Так, в состав технологической смазки для волочения передельной сварочной проволоки и в состав моющего раствора для очистки передельной сварочной проволоки входит сульфат натрия – попутный продукт, получаемый при очистке сточных вод участка омеднения сварочной проволоки (отходы). А в состав покрытия электродов марки Запсиб МР-3Р входит марганцевая руда, заменяющая часть ферромарганца, причем следует отметить, что по сварочно-технологическим свойствам электроды данной марки не уступают, а по отдельным позициям – превосходят электроды марки МР-3. Разработана технология высокотемпературного обжига ильменита, позволяющая получить продукт в виде зерен концентрата TiO_2 и $Fe_{мет}$, по своим свойствам аналогичный смеси рутила и железного порошка. Апробирована технология изготовления электродов марки МР-3 с заменой рутила на обработанный ильменит. По сварочно-технологическим свойствам, химическому составу наплавленного металла и механическим свойствам металла шва, электроды полностью соответствуют требованиям нормативной документации. Изучена возможность использования прокатной окалины, получаемой при механической очистке катанки, взамен металлического порошка при изготовлении электродов.

На ОАО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат» разработан и внедрен в производство комплекс современных технологий, позволяющий производить сварочные материалы с высоким уровнем потребительских свойств и оптимальным сочетанием «цена-качество».

ЖИДКОЕ СТЕКЛО: ТЕХНОЛОГИЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ СВЯЗУЮЩЕГО ДЛЯ СВАРОЧНЫХ ЭЛЕКТРОДОВ

Гордин С.О., Рудаков С.Г.

**ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»,
Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк**

Жидкое стекло, как технический продукт, было получено еще в 18 веке путем длительной выдержки высокощелочного силиката во влажной среде. Однако настоящее промышленное производство его было начато в Германии Фуксом только в 1841 году.

В покрытии электродов жидкое стекло и находящиеся в его составе щелочные силикаты выполняют несколько важных функций:

- обеспечивают обмазочным массам, из которых формируется электродное покрытие, требуемый уровень пластичности, т.е. способность формироваться в процессе нанесения массы на прутки и сохранять приобретенную форму;

- цементируют покрытие после его обезвоживания и обеспечивают его конечную прочность, необходимую для того, чтобы предотвратить разрушение при транспортировке, хранении и использовании электродов;

- стабилизируют дуговой разряд благодаря низкому потенциалу ионизации входящих в его состав щелочных металлов;

- регулируют физико-химические свойства шлаков, образующихся при плавлении электродов.

Растворы жидкого стекла характеризуются рядом основных подлежащих контролю параметров, а именно: видом, модулем, плотностью и вязкостью. Кроме перечисленных параметров значительно реже контролируются клейкость жидкого стекла, а также его щелочность, определяемая значением рН, что связано с концентрацией водородных ионов. Для практических целей вполне достаточно иметь представление об основных параметрах жидкого стекла.

Растворять силикатную глыбу в воде можно безавтоклавным – открытым или автоклавным способом под давлением. Иногда процесс изготовления растворов жидкого стекла заканчивается разваркой. Однако эти растворы содержат много взвешенных частиц и сразу после приготовления не могут быть использованы для изготовления электродов. Установлено, что применение свежеприготовленных растворов обычно не обеспечивает стабильное получение обмазочных масс с требуемыми свойствами.

Посторонние частицы искажают истинные значения плотности, вязко-

сти и модуля. Помимо этого, они замедляют процесс старения, связанный с полимеризацией кремнекислородных соединений и повышением вязкости. Поэтому для стабилизации свойств жидких стекол рекомендуется их осветлять и применять после выдержки в течение определенного времени.

Осветление жидкого стекла можно осуществлять длительной выдержкой или выпариванием в специальном устройстве.

В сталепрокатном производстве ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» для приготовления калиево-натриевого жидкого стекла используется выпариватель собственной оригинальной конструкции.

Устройство для выпаривания жидкого стекла, содержит корпус, патрубок для загрузки, расположенный на крышке, патрубок для выгрузки, расположенный в днище корпуса, системы термостатирования и перемешивания, нижняя часть корпуса выполнена в форме усеченного конуса, на боковой поверхности которого размещен патрубок для выгрузки готового жидкого стекла, а система перемешивания выполнена в виде двух перфорированных и закрепленных на штоках тарелок, установленных параллельно друг другу, с возможностью возвратно-поступательного перемещения навстречу друг другу, при этом площадь перфорации составляет 7 – 10 % от общей площади тарелки. Данная конструкция обеспечивает получение жидкого стекла необходимой вязкости, повышение качества жидкого стекла за счет получения однородного состава путем интенсивного равномерного перемешивания и удаления не растворившихся мелкодисперсных частиц двуокиси кремния и других оксидов, что в конечном итоге позволяет повысить уровень потребительских свойств изготавливаемых сварочных электродов.

Выполнение нижней части корпуса в форме усеченного конуса позволяет не растворившимся мелкодисперсным частицам двуокиси кремния и других оксидов оседать в этом конусе вне рабочей (цилиндрической) зоны перемешивания. Расположение патрубка для выгрузки готового жидкого стекла на боковой поверхности усеченного конуса позволяет осуществлять выгрузку готового жидкого стекла без осадка. Выполнение системы перемешивания в виде 2-х перфорированных, закрепленных на штоках, тарелок, установленных параллельно друг другу с возможностью возвратно-поступательного перемещения навстречу друг другу, позволяет обеспечить равномерное перемешивание стекла в рабочей зоне, циркуляцию стекла через отверстия и захватывает всю рабочую часть устройства.

Кроме этого разработан способ изготовления калиево-натриевого жидкого стекла. В состав для изготовления связующего электродных покрытий, содержащий калиево-натриевый силикат и воду, дополнительно добавляется натриевая соль – попутный продукт, получаемый при очистке сточных вод участка омеднения сварочной проволоки (отходы) в количестве 1,0 – 2,5 % от массы калиево-натриевого силиката.

Введение натриевой соли в состав связующего позволяет получать при одной варке жидкое стекло разной вязкости, что позволяет изготавливать электроды разных марок, для которых требуется стекло необходимой вязкости, исключая трудоемкий процесс корректировки жидкого стекла, придавая необходимую клеящую способность электродному покрытию. Клейкость связующего является важным его свойством, характеризующим возможность обеспечения сырой прочности готовой обмазочной массы. Полученная клейкость связующего обеспечивает нормативную глубину вмятин, допускаемых на поверхности электродного покрытия, получаемых от рамок при сушке электродов. Снижение себестоимости связующего достигается за счет снижения количества калиево-натриевого силиката (т.к. жидкое стекло после разварки имеет низкую вязкость) и снижения расхода электроэнергии и пара (сокращено время разварки стеклоглыбы).

Полученное связующее характеризуется следующими показателями: вязкость 0,35 – 0,75 Па·с. При содержании натриевой соли в составе связующего в количестве менее 1,0 % от массы калиево-натриевого силиката не обеспечивается необходимая вязкость и клейкость связующего, что приводит к сбоям в работе оборудования, получению электродов с неудовлетворительным качеством покрытия и низкой способностью прилипания электродного покрытия (обмазочной массы) к металлическому стержню, а также к растрескиванию покрытия. При содержании натриевой соли в составе связующего в количестве более 2,5 % возможно увеличение содержания серы в наплавленном металле выше требуемых нормируемых значений (не более 0,03 – 0,045 % в зависимости от марки электродов).

Получение связующего осуществляется следующим образом.

В автоклав загружают калиево-натриевую силикатную глыбу марки АСКН-1 и воду в соотношении 35 % : 65 %. Время варки глыбы составляет 60-90 минут при давлении пара 0,4 МПа. После окончания варки, полученное жидкое стекло из автоклава сливается в расходные емкости. Готовое жидкое стекло имеет вязкость 0,25 Па·с. Перед сливом жидкого стекла в расходные емкости засыпается натриевая соль в количестве 2,0 % от массы калиево-натриевого силиката, необходимом для получения заданной вязкости стекла – 0,6 Па·с.

Жидкое стекло, полученное по таким технологиям, позволяет получать обмазочную массу с высокими реологическими свойствами и электроды с высоким уровнем потребительских свойств.

Таким образом, технология изготовления жидкого стекла с использованием разработанной конструкции выпаривателя позволяет исключить процесс фильтрации стекла, а использование натриевой соли - сократить время изготовления стекла и снизить его себестоимость.

ТЕХНОЛОГИЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ РЕЗЕРВУАРОВ ДЛЯ НЕФТЕПРОДУКТОВ В СЕВЕРНОМ ИСПОЛНЕНИИ

КОВАЛЬСКИЙ И.Н., КОЗЫРЕВ Н.А., ИГУШЕВ В.Ф., КРЮКОВ Р.Е.

*Сибирский государственный индустриальный университет»,
ОАО «Новокузнецкий завод резервуарных металлоконструкций»
г. Новокузнецк*

На Новокузнецком заводе резервуарных металлоконструкций имени Н.Е. Крюкова постоянно проводятся работы по усовершенствованию технологии изготовления резервуаров. В настоящее время завод освоил технологию изготовления нефтеналивных резервуаров в северном исполнении. Эта работа на сегодня очень актуальна в связи с освоением нефтяных месторождений на севере.

В настоящее время изготовление резервуаров производится в соответствии с «Правилами устройства вертикальных цилиндрических стальных резервуаров для нефти и нефтепродуктов» ПБ-03-605-03. Технологический процесс сборки, сварки, контроля и сворачивания в рулоны полотнищ стенок резервуаров производится на специальных установках для рулонирования, действующих по двум основным схемам с нижним и верхним сворачиванием. Применяется двусторонняя сварка стыковых швов: на верхнем ярусе и на нижнем ярусе после протягивания полотнища с помощью барабана.

Отрицательные температуры (до минус 40 °С) предъявляют повышенные требования к выбору основного металла для резервуара, сварочных материалов, способу сварки и технологии изготовления. Свойства сварных швов в большой мере зависят от состава и свойств основного металла, сварочных материалов (сварочной проволоки и флюса) и технологии сварки.

При изготовлении резервуаров для нефтепродуктов в северном исполнении применяются низколегированные стали. Широкое применение нашла кремнемарганцовистая сталь 09Г2С (ГОСТ 19287-89). Для сварки конструкций в северном исполнении обычно используются сварочные проволоки марок Св-08ГА, Св-10НМА (ГОСТ 2246-70), позволяющие при высокой производительности сварки обеспечить необходимый уровень механических свойств и ударную вязкость при работе в температурных условиях ниже минус 40 °С.

На механические свойства металла шва, особенно на ударную вязкость, оказывают большое влияние также состав флюса. Для сварки низколегированных сталей широко применяются окислительные флюсы марок АН-348А, АН-67Б, АН-60 (ГОСТ-9087-81, ГОСТ Р 52222-2004).

При разработке технологии сварки была изучена возможность использования вышеперечисленных флюсов и сварочных проволок для сварки полотнища стенки резервуара и их влияние на свойства металла шва.

Образцы из стали 09Г2С собирали без зазора и без разделки кромок, сваривали автоматическим способом проволокой Св-08ГА под флюсами АН-348А, АН-67Б, АН-60. Исследование данных образцов показало, формирование швов при сварке под флюсами АН-348А и АН-60 хорошее с плавным переходом к основному металлу. Образец, сваренный под флюсом АН-67Б, имел неудовлетворительное формирование, что связано с пониженным содержанием окислов кремния во флюсе. Швы, полученные при сварке под пемзовидными флюсами АН-67Б и АН-60, имели несколько меньшее проплавление по сравнению со швом, полученным при сварке под стекловидным флюсом АН-348А.

Металлографическое исследование образцов, сваренных под разными флюсами, не выявило отличий в структуре металла шва и зоны термического влияния. Зона металла шва состояла из крупных зерен феррита и прослоек сорбитообразного перлита.

Исследование ударной вязкости металла швов при отрицательной температуре (минус 50°C) показало, что образцы, сваренные под флюсами АН-60 и АН-67Б, имели большее значение ударной вязкости $KCU = 34 - 40 \text{ Дж/см}^2$, по сравнению с образцом, сваренным под флюсом АН-348А ($KCU = 27 - 32 \text{ Дж/см}^2$). Флюс АН-348А за счет окислительных процессов дает повышенное содержание кислорода в металле шва, что приводит к снижению ударной вязкости.

В качестве основного был выбран стекловидный флюс АН-348А. Он широко применяется для сварки низкоуглеродистых и низколегированных сталей, способствует получению благоприятной формы шва. Для снижения кремне- и марганцевосстановительных процессов сварку образцов проводили под смесью флюсов. В качестве второго компонента для флюса АН-348А использовались пемзовидные флюсы АН-67Б и АН-60.

Флюс АН-67Б имеет пониженное содержание окислов кремния и марганца. Кремне- и марганцевосстановительные процессы протекают слабо, в шве малое содержание кислорода и неметаллических включений. Этот флюс рекомендуется применять в тех случаях, когда требуется высокая ударная вязкость металла шва при низких температурах (ниже минус 35°C). Применение его ограничено из-за неудовлетворительного формирования шва. Кроме этого при сварке под этим флюсом создаются неблагоприятные санитарно-гигиенические условия, из-за повышенного содержания фтористого кальция во флюсе.

Флюс АН-60, с повышенным содержанием окислов кремния и марганца. Данный флюс широко применялся для сварки трубопроводов. Однако длительный опыт применения этого флюса выявил его недостатки: низкий уровень хладостойкости швов, неблагоприятные санитарно-гигиенические условия при сварке.

Применение смеси флюсов стекловидного АН-348А с пемзовидными АН-67Б или АН-60 способствует улучшению формирования швов, увеличению проплавления металла и не оказывает существенного влияния на удар-

ную вязкость металла.

Как показали исследования, сварочная проволока Св-08ГА, которая широко используется при сварке под флюсом полотнищ стенок резервуара из стали СтЗсп и 09Г2С, не обеспечивает необходимую ударную вязкость при температуре минус 40 °С (согласно ПБ-03-605-03 КСУ ≥ 35 Дж/см²).

Рекомендуемая для сварки ответственных металлоконструкций из стали 09Г2С, работающих при отрицательных температурах, сварочная проволока Св-10НМА в отличие от Св-08ГА содержит больше углерода, а также никель и молибден, которые значительно повышают механические свойства шва и ударную вязкость при отрицательных температурах. Данная проволока способствует получению мелкозернистой структуры шва. Хорошие результаты при сварке низколегированной стали 09Г2С были получены при использовании проволоки Св-10НМА под смесью флюсов АН-348А и АН-60. Механические свойства металла шва и ударная вязкость превышали допустимые значения при отрицательных температурах. Формирование шва хорошее с плавным переходом к основному металлу. Сварку стыковых швов производили без разделки кромок.

Структура шва, выполненная разными проволоками под разными флюсами, исследовалась с помощью металлографического микроскопа OLIMPUS GX-51 при различных увеличениях. В микроструктуре наплавленного металла наблюдаются вытянутые зерна в направлении отвода тепла вследствие нагрева и ускоренного охлаждения. Структура металла шва, выполненного проволокой Св-10НМА (рисунок 1), ферритно-перлитная с вытянутыми ферритными зернами. По границам зерен расположены темнотравящиеся участки, представляющие собой структуру закалки.

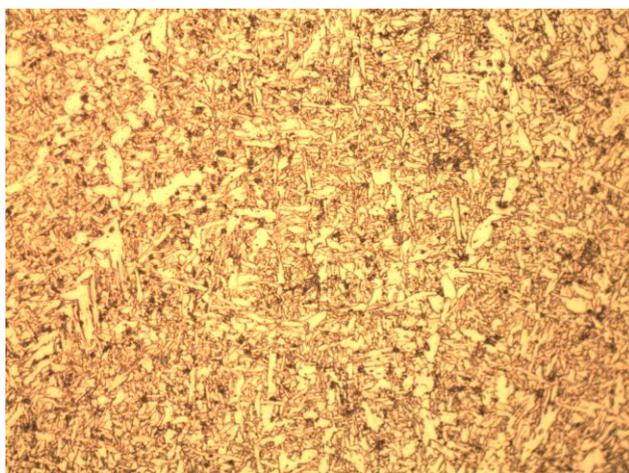


Рисунок 1 – Микроструктура сварного шва, выполненного проволокой Св-10НМА, $\times 500$

Структура шва зависит от состава металла, режима сварки и толщины свариваемого металла. С увеличением толщины свариваемого металла по-

вышается скорость охлаждения, что приводит к увеличению количества структур закалки в шве. Однако применение проволоки Св-10НМА для сварки швов на верхнем ярусе нежелательно, так как возможно образование трещин в швах при протягивании полотнища стенки с верхнего яруса на нижний и изгибе полотнища на барабане. Это связано с наличием в металле шва структуры закалки. Данные сварочные материалы можно применять при сварке без трещинообразования только на нижнем ярусе.

Оптимальной композицией сварочных материалов при сварке стыковых швов на верхнем ярусе является проволока Св-08ГА под смесью флюсов АН-67Б и АН-348А. При сварке данной проволокой металл шва имеет высокие механические свойства без структур закалки. Добавка флюса АН-67Б снижает скорость протекания окислительно-восстановительных процессов, способствует уменьшению кислорода в шве и позволяет повысить ударную вязкость металла шва. При деформации полотнища стенки на барабане трещины в швах не образуются. Структура металла шва ферритно-перлитная (рисунок 2).

В результате проведенных исследований была выбрана оптимальная технология сварки полотнищ стенок резервуаров, работающих в условиях низких отрицательных температур – двусторонняя сварка: с внутренней стороны резервуара проволокой Св-08ГА (на верхнем ярусе) под смесью флюсов АН-348А и АН-67Б при соотношении 1:1, с наружной стороны проволокой Св-10НМА (на нижнем ярусе) под флюсом АН-348А и АН-60 при соотношении 1:1. Сварку осуществляли без разделки кромок до толщин листа 18 мм. На верхнем ярусе стыковые швы сваривались на пониженных режимах, обеспечивающих проплавление металла до 0,55 толщины листа. На нижнем ярусе сварка производилась на большем токе, позволившем получить проплавление металла до 0,7 толщины листа.

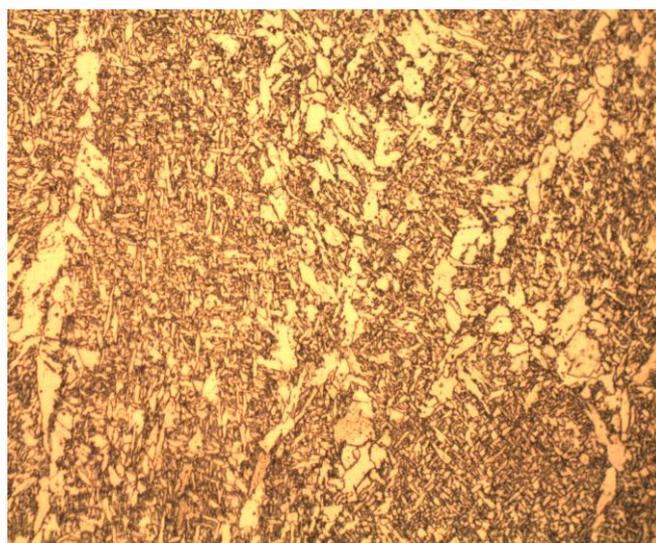


Рисунок 2 – Микроструктура сварного шва, выполненного проволокой Св-08ГА, $\times 500$

При рассмотренной схеме сварки стыковых швов полотнищ стенок резервуаров, получаемый металл шва состоит в основном из металла, полученного переплавлением основного металла 09Г2С и электродного металла Св-10НМА. Механические свойства сварных соединений и швов определяли при температуре 20 °С, ударную вязкость металла шва и зоны термического влияния (ЗТВ) КСУ определяли при температуре минус 50 °С (таблица 1). Дополнительные значения ударной вязкости КСV для швов, работающих при температурах минус 40 °С, согласно ПБ-03-605-03 определяли при температуре минус 20 °С.

Для проведения механических испытаний и определения ударной вязкости изготавливали стандартные образцы (ГОСТ 6996-66). Образцы для определения ударной вязкости вырезали поперек направления шва. Ударную вязкость определяли по результатам испытаний металла шва (ось надреза совпадала с осью шва) и на линии сплавления (ось надреза совпадала с линией сплавления). Механические свойства и ударная вязкость шва и зоны термического влияния превышали требуемые (таблица 1).

Разработанная технология сварки резервуаров для нефтепродуктов, работающих в условиях крайнего севера, позволила получить требуемые механические свойства и ударную вязкость при отрицательных температурах резервуарных металлоконструкций, исключить дефекты – трещины при изготовлении.

Таблица 1 – Механические свойства сварного соединения

Объект	Механические свойства			Ударная вязкость, Дж/см ²			Температура испытаний, °С
	Временное сопротивление, МПа	Предел текучести, МПа	Относительное удлинение, %	Св.шов, КСУ	ЗТВ, КСУ	Св.шов, КСV	
Сварное соединение	<u>518-528*</u> 523	<u>370-380</u> 375	<u>23-27</u> 25		<u>57-63</u> 60		-50
Сварной шов	<u>530-540</u> 535	<u>355-365</u> 360	<u>23-27</u> 25	<u>67-73</u> 70			-50
						<u>37-43</u> 40	-20
Требования ПБ-03-605-03	≥490	≥350	≥21	≥35	≥35		-40
						≥30	-20

* - в числителе – минимальные и максимальные значения механических свойств и ударной вязкости, в знаменателе – средние, полученные по результатам шести испытаний

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭФФЕКТА СВЕРХПЛАСТИЧНОСТИ
ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ КАЧЕСТВЕННОГО НАПЛАВЛЕННОГО
ТЕПЛОСТОЙКОГО МЕТАЛЛА
С ВЫСОКИМИ СЛУЖЕБНЫМИ СВАЙСТВАМИ**

ВОСТРЕЦОВ Г.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Повышенная пластичность или сверхпластичность металлов и сплавов, проявляющаяся при структурных и фазовых превращениях, широко используется на практике [1]. При этом преимуществом использования эффекта кинетической пластичности металлов и сплавов является возможность существенного увеличения ресурса пластичности, снижения усилий при деформации и предотвращения трещин, вызванных значительным уровнем внутренних напряжений [2]. В настоящее время эффект кинетической пластичности при мартенситном превращении широко используется при наплавке закаливающих сталей [3]. Регулирование термического цикла наплавки при этом производится таким образом, чтобы ускорить охлаждение металла в области высоких температур при минимальной устойчивости переохлажденного аустенита при диффузионном превращении и замедлить охлаждение при температурах начала мартенситного превращения. Замедленное охлаждение металла при мартенситном превращении способствует протеканию превращения в отдельных объемах наплавленного металла. Таким образом, в конечном итоге наплавленный металл имеет закаленную структуру с высоким комплексом служебных свойств, обусловленных системой легирования.

Изучение релаксационной способности наплавленных теплостойких инструментальных сталей высокой твердости типа Р2М8 при мартенситном превращении выполнялось на установке тепловой микроскопии ИМАШ 20-75 «АЛА-ТОО». Наплавленный металл содержал 0,85...0,95 % С, 1,8...2,4 % W, 8,0...8,5 % Мо, 3,8...4,2 % Cr и около 1,0 % V. Испытания образцов проводились по двум схемам: при нагружении образцов в режиме ползучести в интервале температур мартенситного превращения при постоянной нагрузке и в режиме релаксации напряжений жесткозакрепленных образцов при охлаждении. Нагрев рабочей части проводился пропусканием электрического тока. Испытания образцов проводились в вакууме при остаточном давлении в камере около 6×10^{-4} Па. Система нагружения образцов в установках подобного типа имеет электромеханический привод, обеспечивающий либо постоянную нагрузку, прикладываемую на образец, либо постоянную скорость нагружения

Непрерывное охлаждение образцов осуществлялось с температур аустенитизации 1150 – 1200 °С. При охлаждении в результате термической усадки происходит непрерывное нарастание напряжений. При достижении температуры примерно 200 °С наблюдается значительный спад напряжений. При этом установлено, что температура релаксации напряжений и величина падения напряжений σ зависят от величины напряжений до начала превращения.

Испытания образцов в режиме ползучести при постоянной нагрузке показали, что при охлаждении после аустенитизации в области температур мартенситного превращения происходит удлинение рабочей части образца. Величина деформации определяется температурой и величиной усилия предварительного нагружения. Таким образом, относительное удлинение металла в области температур мартенситного превращения определяется температурой переохлаждения ниже температуры начала мартенситного превращения M_n .

При равномерном пластическом течении металла, наблюдающимся при испытаниях на ползучесть, можно считать, что скорость деформации будет пропорциональна скорости перемещения активных захватов исследовательской установки:

$$\varepsilon^* = \Delta/l_0, \quad (1)$$

где ε^* – скорость деформации;

Δ – скорость перемещения активных захватов исследовательской установки;

l_0 – исходная длина образца.

Так как в выражении (1) учитывается отношение скоростей деформации при расчете безразмерного показателя m , то возможно использовать в формуле отношение скоростей перемещения активных захватов установки при условии строгого равенства базовой длины всех образцов. При проведении эксперимента скорость перемещения активных захватов изменялась в пределах 0,1 – 0,5 мм/с. Экспериментальное определение соотношения между скоростью перемещения активных захватов и сопротивлением деформации представлено в таблице 1.

Таблица 1 – Соотношение между скоростью деформации и сопротивлением деформации наплавленного теплостойкого металла типа P2M8

Номер испытания	Температура испытания, °С	Скорость перемещения активных захватов Δ , мм/с	Сопротивление деформации σ , МПа
1	160	0,46	470
2	160	0,23	345
3	160	0,11	244

Сопrotивление деформации определялось из диаграммы растяжения образцов, записанной при постоянной температуре и постоянной скорости деформации. Для определения численного значения производилась достройка участка пластического течения металла.

Расчеты, выполненные с учетом полученных данных по выражению (1), показали, что в процессе развития мартенситного превращения в наплавленном теплостойком металле типа P2M8 чувствительность сопротивления пластической деформации m находится в пределах 0,45 – 0,47. Это свидетельствует о наличии ярко выраженной кинетической пластичности металла при мартенситном превращении. Необходимо отметить, что и при температурах протекания мартенситного превращения наблюдалось интенсивное пластическое течение металла.

Выводы:

Таким образом, мартенситное превращение в теплостойких инструментальных сталях сопровождается эффектом кинетической пластичности.

Для наплавленного металла типа P2M8 экспериментально установлено, что наиболее интенсивный рост относительного удлинения при охлаждении после аустенитизации в области температур мартенситного превращения наблюдается при температурах 120 – 160 °С.

Достаточно полная релаксация напряжений (до 60 %) достигается при переохлаждении ниже температуры начала мартенситного превращения на 30 – 50 °С.

Полученные экспериментальные данные легли в основу разработки способа восстановительной наплавки теплостойкими инструментальными сталями изношенного инструмента, работающего при высоких контактных нагрузках. Выбор режимов и регулирование теплового состояния при наплавке позволяет получить наплавленный металл в закаленном состоянии без трещин и с низким уровнем остаточных температурных и структурных напряжений.

Библиографический список

1. Гуляев А.П. Металловедение. Учебник для вузов.- М.: Металлургия, 1986.- 544с.
2. Кайбышев О.А. Пластичность и сверхпластичность металлов. - М.: Металлургия, 1975. – 280с.
3. Зубков Н.С., Федоров Н.С., Терентьев В.А. Наплавка хромовольфрамовой стали, не требующая термообработки. //Автоматическая сварка. 1980. №3. С. 53-55.

РЕМОНТНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ СВАРОЧНЫХ МЕТОДОВ В НОВЫХ ЭКОНОМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ РОССИИ

РАЙКОВ С.В., МАЛУШИН Н.Н.

ООО «ВЕСТ 2002»,

Сибирский государственный индустриальный университет

г. Новокузнецк

Плановая система планирования производства в СССР при подавляющей государственной собственности на орудия производства, а также в основном использование оборудования отечественного производства, требовала от сварочного производства технологий, обеспечивающих изготовление конструкций, производимых в стационарных условиях предприятий, при незначительной доле технологий ремонта непосредственно в условиях непрерывно действующего производства. Изменение экономических условий хозяйствования в России (введение нового налогового законодательства, дифференциация структуры собственности, использование импортного оборудования и т.д.) в значительной мере отразилось на требованиях к структуре и возможностям сварочного производства. Потребность в технологиях ремонта металлоконструкций на современном этапе возросла многократно, с учетом выполнения ремонтных работ в условиях действующих производств заказчиков (разрезы, шахты, строительства в полевых условиях и т.д.).

Для обеспечения такого производства требуется выполнение нескольких условий:

- Наличие технологий ремонта сварочными методами;
- Наличие универсального мобильного сварочного оборудования;
- Широкий спектр типов и марок сварочных и наплавочных материалов;
- Наличие квалифицированного персонала, обладающего смежными профессиями;
- Наличие мобильных методов дефектоскопии и контроля качества сварных соединений металлоконструкций;
- Наличие вспомогательного оборудования для обеспечения технологий ремонта.

На сегодняшний день, к сожалению, в России не достаточно широко применяются ремонтные технологии непосредственно на рабочих местах, недостаточно собственного российского оборудования и материалов, а также структурных подразделений, способных обеспечить выполнение таких условий. Анализ мирового опыта показывает, что существует достаточно большое количество производителей, специализирующихся как отдельно на изготовлении сварочных материалов и оборудования, так и разрабатывающих комплексное обеспечение ремонтного сварочного производства («Messer Eu-

tectic Castolin» Германия, «ESAB» Швеция, «UTP-Schweissmaterial» (Германия) и т.д.).

Мировое лидерство в области осуществления ремонта и восстановления металлоконструкций сварочными методами принадлежит холдингу «Messer Eutectic Castolin» Германия. Холдинг обеспечивает разработку и производство всей гаммы потребностей ремонтного сварочного производства. Институт Castoline Eutectic осуществляет обучение и поддержку технического персонала, сопровождая передаваемые технологии рекомендациями для наиболее эффективного их применения. Холдинг производит множество сварочных материалов, материалов для порошкового напыления, прутков и флюсов для пайки, применяемых для защиты от абразивного износа, трения, давления, ударного износа, эрозии, кавитации, коррозии и т.д. Технологии ремонта обеспечены инверторным сварочным оборудованием, имеющим синергетическое управление. Минимальный вес этого оборудования, при значительных силовых показателях, позволяет выполнить любой ремонт в «полевых» условиях заказчика.

Наряду с изменениями в технологиях ремонта сварочного производства, следует отметить появление новых конструкционных материалов, используемых при ремонтах для улучшения эксплуатационных характеристик оборудования: увеличения износостойкости (износостойкие стали «Hardox» SSAB (Швеция), «Raex» RUUKKI (Финляндия)), увеличения прочности и снижения веса конструкций (прочные и сверхпрочные стали («Weldox» SSAB (Швеция), «Optim» RUUKKI (Финляндия))).

Изучение практического опыта выполнения ремонтов металлоконструкций оборудования, работающего в климатических условиях Кузбасса (горношахное, металлургическое и т.д.), показало, что использование материалов и технологий данных производителей позволяет выполнить уникальные ремонтные и восстановительные работы (практически любого оборудования, изготовленного из различных металлов и сплавов) в короткий срок с большим экономическим эффектом, например – восстановление зубьев шестерен, без последующей их механической обработки, восстановление посадочных мест подшипников и валов, упрочнение шнеков и зубьев дробилок, с созданием на поверхности специальных свойств, необходимых для определенных условий эксплуатации, наплавка на обычные стали антифрикционных покрытий из цветных металлов и т.д.

Наряду с соединительной сваркой поврежденных деталей, исключительно эффективным направлением работы является нанесение на детали, подверженные различным видам износа, покрытий, гарантирующих 2-х...5-ти кратное увеличение срока службы. Материал покрытия подбирается исключительно индивидуально в зависимости от характера воздействия (истирание, кавитация, эрозия), геометрии износа, воздействующего материала, параметров среды (температура, влажность, агрессивность), возможностей механической обработки, стоимости работ по замене деталей и других показателей.

Использование ремонтных технологий совместно с применением новых конструкционных материалов помогает снизить производственные расходы за счет значительного увеличения эксплуатационных характеристик оборудования и снижения времени простоя на ремонт, а также уменьшения зависимости от поставок запасных частей для оборудования.

УДК 620.22:621.79

ПРИМЕНЕНИЕ НАНОТЕХНОЛОГИЙ В СВАРОЧНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

ДЕВЯНИНА А.Г., САПОЖКОВ С.Б.

*ООО «Промышленно-коммерческое предприятие
«Безопасность в промышленности и строительстве»*

г. Новокузнецк

*Юргинский технологический институт (филиал) Национального
исследовательского Томского политехнического университета*

г. Юрга

Нанотехнология – высокотехнологичная отрасль, направленная на изучение и работу с атомами и молекулами. Разработки в этой области ведут к революционным успехам в медицине, электронике, машиностроении и создании искусственного интеллекта. Если 10 лет назад единицы людей представляли себе, что такое нанотехнологии, то, через 5 лет, по оценкам экспертов, вся промышленность будет развиваться, используя технологии работы с атомами и молекулами. С помощью нанотехнологий можно очищать нефть и победить многие вирусные заболевания, можно создать микроскопических роботов и продлить человеческую жизнь, можно победить СПИД и контролировать экологическую обстановку на планете, можно построить в миллион раз более быстрые компьютеры и освоить Солнечную систему.

*Перспективы развития и применения нанотехнологий
в сварочном производстве*

Нанопорошковые технологии в авиационной отрасли.

Одна из основных задач современного самолетостроения – облегчение конструкции летательного аппарата без потери в прочности. Замена нескольких сотен тысяч заклепок, используемых при изготовлении корпуса большого пассажирского самолета, на сварные швы позволила бы значительно облегчить его, удешевить производство и существенно улучшить эксплуатационные характеристики. Однако в конструкции самолета все детали должны иметь одинаковую прочность, т.е. сварной шов должен обладать такой же прочностью, что и свариваемый материал, чего нельзя достигнуть традиционными методами. Ученые Института теоретической и при-

кладной механики СО РАН разработали технологию, которая может помочь в решении этой задачи. Ее основная идея – введение в сварной шов порошка тугоплавкого соединения (например, карбида или нитрида титана) с наноразмерными частицами. Это дает возможность управлять процессом кристаллизации металла при сварке. Введение нанопорошка в сварной шов кардинальным образом изменяет процесс зародышеобразования, которое происходит на наноразмерных частицах на границе контакта трех фаз (наночастица-зародыш-расплав) и резко изменяет строение и величину растущего зерна. Структура шва вместо игольчато-дендритной становится квазиравноосной и мелкодисперсной. Уменьшается размер неметаллических включений. Соответственно, повышаются механические свойства (прочность и пластичность) металла шва, возрастает в несколько раз относительное удлинение, увеличиваются предел прочности и предел текучести [1].

Разработка методики исследования разрушения сварных соединений на наноуровне.

В настоящее время создание практически любых металлоконструкций связано с использованием сварки как основного технологического процесса. Сварные стыки различных элементов конструкций практически всегда обладают структурной, химической и механической неоднородностью. Взаимодействие отдельных зон протекает сложным образом, и прочность сварного соединения, как правило, не совпадает с прочностью какой-либо прослойки. Несмотря на огромное количество статей и работ, посвященных описанию дефектообразования и процессам их развития в разнородных сварных соединениях разной природы, теория этого процесса до конца не разработана. При этом особенно актуален вопрос дефектообразования на начальной стадии процесса разрушения – на микро- и наноуровнях. Новые подходы и возможности их решения связаны с разработкой расчетно-экспериментальных методов механики деформирования и разрушения и теории надежности механических систем и применением новых физических методов исследования: сканирующей зондовой микроскопии и наноиндентирования.

Исходя из анализа современного состояния исследований в данной области, была сформулирована следующая цель - изучить особенности зарождения и развития разрушения на нано- и микроуровне в сварных конструкциях из феррито-перлитных сталей. Для достижения этой цели необходимо решить задачу разработки методики испытаний.

Методика предполагает следующие испытания:

- Испытание сварных образцов при статическом нагружении на универсальной машине УН-1000кН (Shimadzu, Япония).
- Исследование рельефа поверхности на оптическом микроскопе и атомно-силовом микроскопе SPM-9600 (Shimadzu, Япония).
- Измерение микротвердости по зонам сварного соединения с использованием динамического супермикротвердомера DUH-211S (Shimadzu, Япония).

Основные этапы проведения исследования:

Подготовка образцов. Образцы свариваются. Сварка проводится с двух сторон. Из образцов вырезаются плоские образцы согласно ГОСТ 1497-84. Поверхность образца в зоне сварного соединения шлифуется, полируется и протравливается для определения макрозон сварного соединения. В зоне термического влияния наносится надрез глубиной 0,5 мм.

Затем по зонам разрушения проводятся замеры микротвердости.

Образцы подвергаются статическому нагружению с шагом деформации 10 %.

Далее из деформированных образцов вырезаются микрообразцы размерами 15×15×7 мм. Образцы исследуются на атомно-силовом микроскопе, с получением информации о топологии и морфологии деформируемой поверхности образца.

Обработка экспериментальных данных с помощью пакета MatLab.

Данная методика была опробирована для образцов сварных соединений из сталей ферритоперлитного класса (Ст3 и 09Г2) и будет использоваться при выполнении магистерской диссертации и выполнения работ в рамках проекта РНП 2.09.10 «Исследование нано- и микромеханизмов разрушения сварных соединений при совместном действии двухчастотного нагружения и низкой температуры» аналитической ведомственной целевой программы «Развитие научного потенциала высшей школы (2009 – 2010 годы)».

Результаты исследований могут быть использованы при разработке ресурсосберегающих технологий сварки конструкций различного назначения и сварочных материалов, изучении структуры и свойств конструкционных материалов, контроле качества технологических процессов при изготовлении деталей машиностроения, оценке качества поверхности, анализе причин разрушения деталей и узлов машин.

Кроме того, данная методика будет использоваться при выполнении лабораторных работ по НИРС. Результаты работы будут способствовать формированию у студентов знаний, умений, навыков в области использования современных методов прочностных испытаний и исследования структуры материалов [2].

Применение нанопорошков металлов для диффузионной сварки разнородных металлов

С применением в авиационной промышленности новых материалов соединение деталей из них диффузионной сваркой необходимо вести при значительно пониженных температурах (около 550 °С) для сохранения исходных электрофизических свойств и исключения макропластической деформации. В то же время прочность сварного соединения должна быть на уровне прочности свариваемых материалов. Решить такую задачу возможно только с применением высокоактивных энергонасыщенных порошковых материалов, класса нано- или близких к нанопорошкам.

Известно, что порошковое тело нестабильно из-за избытка свободной энергии. Это связано, прежде всего, с наличием чрезвычайно развитой внут-

ренной межфазной поверхности раздела твердого тела с порами.

При повышении дисперсности металлических порошков увеличивается их объемная усадка в процессе спекания под давлением, снижается температура начала заметной усадки и возрастает их прочность. Более активными принято считать порошки, которые при прочих равных условиях (температура, усилие сжатия, время выдержки и др.) уплотняются с большей скоростью. Чем выше дисперсность порошков, тем больше их удельная поверхность и значительное отклонение системы от термодинамического равновесия.

Исследование диффузионной сварки ($T = 550\text{ }^{\circ}\text{C}$, $P = 20\text{ МПа}$, $t = 30\text{ мин}$) с применением промежуточных слоев из различных порошков никеля – электролитического (ПНЭ-1), карбонильного (ПНКОТ-1) и ультрадисперсного, полученного термическим разложением формиата никеля, с разной дисперсностью ($d = 39,75; 7,63$ и менее $0,1\text{ мкм}$) и удельной поверхностью ($S_{уд} = 0,12; 0,48$ и $17,32\text{ м}^2/\text{г}$ соответственно) показало, что максимальная прочность ($\sigma_{св} = 200\text{ МПа}$) достигается при сварке через ультрадисперсный порошок.

Для активации процесса спекания необходимо наряду с увеличением дисперсности и удельной поверхности порошка повышать дефектность кристаллической структуры его частиц. Для этого порошки металлов получают в неравновесных условиях: при пониженной температуре процесса и более высоких скоростях нагрева и охлаждения. Например, медный порошок, полученный при температуре $250\text{ }^{\circ}\text{C}$, имеет повышенную плотность дефектов кристаллической решетки (вакансии, дислокации и др.) и большую дисперсность структуры и субструктуры, чем медные порошки, восстановленные при более высоких температурах. Объясняется это тем, что диффузионные процессы при получении порошка при $T = 250\text{ }^{\circ}\text{C}$ значительно заторможены.

Основной движущей силой процесса уплотнения пористого тела при спекании является уменьшение свободной энергии, которая связана со свободной поверхностью пористого тела идефектами его кристаллической структуры. Кроме того, причиной увеличения активности порошка при спекании может быть возрастание концентрации дислокаций, вдоль которых отмечается повышенная диффузионная подвижность атомов.

Нашими исследованиями установлено, что только технология термического разложения формиатов и оксалатов металлов позволяет не только получать высокодисперсные порошки с развитой поверхностью без посторонних примесей, но и имеется возможность регулирования дисперсности и удельной поверхности порошковых частиц за счет изменения параметров процесса: температуры разложения и скоростей нагрева и охлаждения.

Механизм процесса термического разложения формиатов однотипен для разных металлов и соответствует уравнению химической реакции:



где восстановленный металл находится в твердой фазе.

В исходном состоянии частицы формиатов металлов представляют собой кристаллы с правильной огранкой и гладкой поверхностью. По мере нагрева кристалла его поверхностный слой разрыхляется, в нем возникают пустоты и поры, и, наконец, образуется скелетная структура. Одновременно с формированием рыхлого слоя начинается процесс его частичного диспергирования, скалывания рыхлых участков с поверхности вследствие различия их коэффициентов теплового расширения, а также под действием выделяющихся газообразных продуктов разложения и напряжений, возникающих в зоне перестройки кристаллической решетки в приповерхностном слое.

В связи с низкой термостойкостью формиатов металлов их полное разложение происходит с большой скоростью при невысоких температурах. Нагрев формиатов до температур их разложения приводит к увеличению удельной поверхности образцов, которые согласно дилатометрическим исследованиям наиболее интенсивно теряют массу в интервале температур 180 – 250 °С.

Выделяющиеся из солей атомы металлов являются активными и конденсируются с образованием активных зародышей, развитие которых происходит за счет поверхностной диффузии. Одновременное появление и рост большого числа зародышей, а также повышенная реакционная способность частиц металлов к спеканию могут приводить к образованию сплошного конгломерата частиц.

Чем ниже температура процесса термического разложения и выше скорости нагрева исходной соли и охлаждения полученных продуктов разложения, тем больше дисперсность и удельная поверхность металлического порошка.

Частицы металлического порошка имеют сильно развитую поверхность и не успевают коагулировать. При скорости охлаждения, превышающей скорость нагрева, дефекты строения частиц порошка, образовавшиеся при нагреве, сохраняются, так как не происходит их отжига, а вследствие большого градиента температур в нем возникают дополнительные внутренние напряжения, также способствующие повышению дисперсности и дефектности.

Наиболее активным промежуточным слоем является свободно насыпанный порошок. Поэтому при создании более технологичного вида промежуточного слоя для диффузионной сварки – прокатанной ленты – необходимо выбрать такие параметры режима прокатки порошка, при которой потери его активности были бы минимальны.

Технология диффузионной сварки с использованием нанопорошков применяется для соединения магнитотвердых и магнитномягких материалов, сталей и сплавов различного класса при изготовлении изделий авиационного приборостроения [3].

Выводы.

В настоящее время, нанотехнологии нашли широкое применение в

промышленности, так как производится большое количество металлических, гидроксидов, оксидов и композитных порошков, которые используются во многих промышленных и строительных областях. Нанопорошки обладают специфическими свойствами, которые полностью ещё не исследованы.

Россия обладает уникальным научно-техническим потенциалом для завоевания лидирующих позиций на рынках нанотехнологических продуктов и технологий. Но для мирового признания необходима организация глобальной площадки для обсуждения проблем развития nanoиндустрии как таковой, в том числе в области сварки. Цель организации этой площадки – перевод страны на инновационный пункт развития и вхождение России в число лидеров мирового рынка нанотехнологий.

Библиографический список

1. К.ф.-м.н. Александр Данилов. Опубликовано в журнале «Российскиенанотехнологии» № 9-10 2009 год. [http://www.nanorf.ru /events.aspx?cat_id=223&d_no=1835](http://www.nanorf.ru/events.aspx?cat_id=223&d_no=1835).
2. Мартыненко В.С., Неминуший Е.С. Разработка методики исследования разрушения сварных соединений из феррито-перлитных сталей на микроуровне // Успехи современного естествознания. – 2010. – № 3 – С. 47-48
3. www.rae.ru/use/?section=content&op=show_article&article_id=6062 Д.т.н. А.В. Люшинский, д.т.н. Г.И. Джанджгава ОАО «Раменское приборостроительное КБ»<http://rusnanotech08.rusnanoforum.ru/>

УДК 621.791.92

УСТАНОВКИ ДЛЯ ПЛАЗМЕННОЙ НАПЛАВКИ ДЕТАЛЕЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Малушин Н.Н., Райков С.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

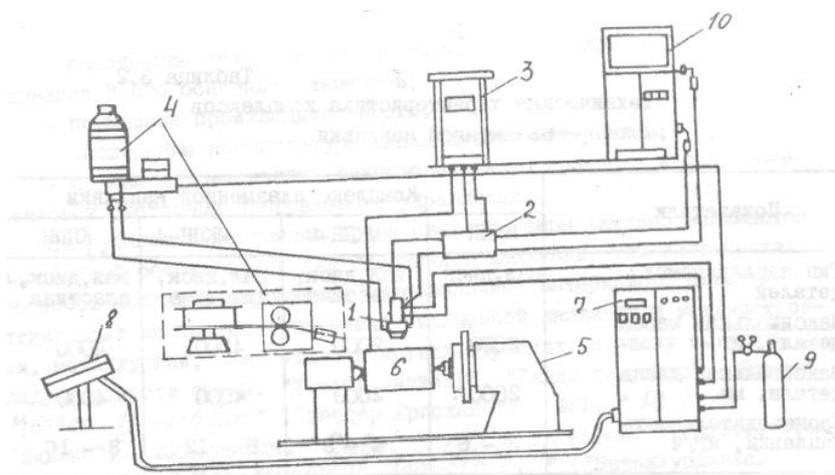
В вопросе снижения материалоемкости продукции важная роль принадлежит качественной износостойкой и восстановительной наплавке деталей металлургического оборудования. В последние годы повышенный интерес среди способов упрочнения вызывает плазменная наплавка, которая активно внедряется в различные отрасли промышленности и в настоящее время выходит на одно из ведущих мест. Резкое расширение объема и областей применения плазменной наплавки за последние годы обусловлено повышением качества упрочненных деталей и их высокой эксплуатационной стойкостью.

Это объясняется рядом преимуществ плазменной наплавки перед другими способами наплавки: такими, как высокая производительность, широкая возможность легирования наплавленного металла за счет применения

различных наплавочных металлов, большой диапазон регулирования ввода теплоты в основной и наплавляемый металлы, пригодность плазменной наплавки к автоматизации с применением электронной системы регулирования плазменного процесса. Перечисленные положительные стороны способов плазменной наплавки не только существенно расширяют технологические возможности их применения, но и позволяют получать значительный экономический эффект за счет наплавки слоев с минимальной глубиной проплавления и сохранения первоначальных физико-механических свойств, при меньшем количестве наплавленного металла.

Объемы применения плазменной наплавки для восстановления и упрочнения быстроизнашивающихся деталей машин и инструмента сегодня во многом определяются наличием соответствующего оборудования.

В общем случае, для реализации принятого процесса плазменной наплавки комплект оборудования, входящего в наплавочную установку, должен обеспечивать выполнение следующих основных операций: возбуждение и длительное стабильное функционирование сжатой дуги на заданных режимах; перемещение сжатой дуги относительно наплавляемой поверхности по требуемой траектории; строго дозированной подачи наплавочного материала. Принципиальная схема установки для плазменной наплавки приведена на рисунке 1.



- 1 – плазмотрон; 2 – блок поджига дуги; 3 – источник питания; 4 – устройства для подачи наплавляемого материала; 5 – манипулятор; 6 – изделие; 7 – источник питания; 8 – пульт управления; 9, 10 – система газа и водоснабжения соответственно

Рисунок 1 – Принципиальная схема установки для плазменной наплавки

Более широкое распространение в России и за рубежом получили способы и оборудование для плазменно-порошковой наплавки. По-видимому, это обусловлено тем, что при наплавке порошками расширяется диапазон регулирования состава наплавляемого металла с целью получения слоев с требуемыми свойствами, хотя плазменная наплавка, например, порошковы-

ми проволоками, обладает в этом плане не менее широкими возможностями. Сам факт широкого применения порошковых наплавочных материалов у нас в стране, вероятно, обусловлен в большей мере сложившимся дефицитом наплавочных проволок и явной недогрузкой мощностей по производству порошков.

В стране серийно выпускается несколько типов установок для плазменной наплавки, с использованием которых можно выполнить наплавку по различным схемам, но при этом большую долю составляют установки для плазменно-порошковой наплавки.

По номенклатуре наплавляемых деталей (вал, диск, пластина) установки могут быть специализированными либо универсальными. В черной металлургии детали типа «диск» составляют не более 20 % от всей номенклатуры деталей, восстановление и упрочнение которых целесообразно производить плазменной наплавкой. Свыше 60 % от общего количества деталей составляют детали типа «вал» и менее 20 % – детали типа «пластина».

Для плазменной наплавки порошками наибольшее распространение получили универсальные установки УПН-303, Об-2184 и УПНС-304. Установки обеспечивают производительность наплавки 5 – 6 кг/ч. Установка УПН -303 имеет подвижную колонну с направляющей балкой, подвесную самоходную головку и манипулятор изделия. Установка комплектуется сменными плазматронами для наплавки постоянным током прямой и обратной полярности, с пределами его регулирования 50-315 А. Номинальная грузоподъемность манипулятора 500 кг, максимальный диаметр наплавляемого изделия 1500 мм. Универсальная установка Об-2184 позволяет наплавлять наружные цилиндрические поверхности диаметром до 400 мм и длиной до 800 мм, торцевые поверхности дисков диаметром до 350 мм и толщиной 300 мм и плоские поверхности размерами до 800×500×400 мм. Установка УПНС-304 предназначена для плазменной наплавки и сварки (ручной) постоянным током прямой и обратной полярности. Она может быть использована для аргонодуговой сварки. Установка снабжена стрелой с балансиром, облегчающей работу сварщика и расширяющей радиус действия установки, имеет водяное охлаждение.

Специализированная установка УД-417 предназначена для плазменной наплавки порошковой проволокой диаметром 2,0 – 3,5 мм или порошковой лентой сечением 2,5×5,0 мм или 4,08,0 мм деталей типа «вал» диаметром до 500 мм и длиной до 800 мм. Пределы регулирования тока 50 – 500 А. Специализированная установка УД-307 применяется для плазменной наплавки соединительных элементов бурильных штанг.

С целью расширения технологических возможностей установок для плазменной наплавки в стране был разработан и изготовлен ряд комплексов механизированной плазменной наплавки. Механизированные комплексы ти-

па МКПН смонтированы на базе установок УПН-303 и предназначены для наплавки деталей металлургического оборудования типа «вал», «диск», «пластина» преимущественно порошков на основе никеля, кобальта и других сплавов, не склонных к окислению.

Опыт эксплуатации отечественных установок для плазменной наплавки, а также анализ зарубежного опыта показывает, что выпускаемое в России оборудование должно быть кардинально модернизировано: установки должны разрабатываться и изготавливаться по блочно-модульному принципу так, чтобы предприятия-потребители в зависимости от номенклатуры наплавляемых деталей могли компоновать установки различного назначения (для наплавки плоских деталей, деталей типа «вал-диск», внутренних поверхностей втулок и т.д.) и различной грузоподъемности; наплавочные комплексы должны комплектоваться плазмотронами различного назначения (наплавка цветных сплавов, сплавов на основе железа, наплавка внутренних поверхностей и т.п.), конструкции наплавочных плазмотронов и устройств для подачи наплавочных материалов должны быть усовершенствованы для повышения стабильности и надежности их работы, должна быть произведена полная автоматизация технологического процесса и оснащение установок системами программного управления, модулем контроля качества наплавки и в перспективе - модулем механической обработки (по крайней мере черновой).

Ряд вопросов (модульность, микропроцессорная система управления, различные типы плазмотронов, манипуляторов) в настоящее время решен рядом предприятий и фирм, занимающихся изготовлением установок для плазменной наплавки конкретных изделий по заказу предприятий. Так, НПО «Техноплазма» в настоящее время изготавливает и выпускает комплекты плазменной наплавки КПН-2, КПН-3 и КПН-4.

Одним из наиболее перспективных технологий восстановления, нашедших применение в НПП «Валок» является плазменная порошковая наплавка (ППН). Предприятием апробированы и успешно внедрены технологии ППН таких деталей как, желоба и лотки безконусного засыпного аппарата доменной печи, брусья и ролики зоны вторичного охлаждения машин непрерывного литья заготовок конверторных цехов, подушек валков прокатных станов, клапана доменных печей и другие технологии.

На кафедре металлургии и технологии сварочного производства СибГИУ была разработана и успешно применяется установка для плазменной наплавки деталей металлургического оборудования (прокатных валков и роликов), скомпонованная из серийно выпускаемого оборудования. Для плазменной наплавки нетоковедущей порошковой проволокой была использована установка, состоящая из манипулятора, задней бабки, модернизированного аппарата А-384 и пульта управления. Источником питания служит выпрямитель аппарата АПР-401У4. В качестве плазмотрона использован плазмотрон, разработанный сотрудниками кафедры и успешно зарекомендовав-

ший себя в эксплуатации.

За рубежом в настоящее время свыше 20 фирм активно занимаются разработкой оборудования для плазменной наплавки, технологических процессов наплавки порошковых и проволоочных материалов, поиском оптимальных вариантов применения плазменной наплавки в машиностроении, металлургии, энергетике и других отраслях. К числу ведущих следует отнести фирмы: «Токусю дэнкёку», «Дайдо токусюко» – Япония, «Messer Yriesheim» («Мессер Грисхайм») – ФРГ, «Philips» («Филипс») – Нидерланды, «Cabot Stellite Division» («Кэбот, Стеллит дивижн»), «Metallurgical Industries» («Метеллурджикал индастриз») – США. «Eutectic+Castolin» («Ютектик + Кастолин») – Швейцария.

Наплавочные установки этих фирм имеют, как правило, модульную конструкции, позволяющую приспособлять их к различным случаям применения и оснащены электронными системами регулирования параметров процесса и управления позиционированием и колебаниями плазмотрона, дистанционным управлением позиционерами и манипуляторами вплоть до роботов. Использование автоматической системы управления особенно эффективно, когда рассчитана она на регулирование всех переменных процесса, а программы основаны на анализе дефектов и учитывают требования, предъявляемые к качеству.

Так, фирма DELORO STELLITE предлагает своим заказчикам современные системы плазменно-порошковой наплавки COATING STAR с ручным управлением, полуавтоматические и полностью автоматические (компьютеризованные и роботизированные), порошковые расходные материалы, технические консультации и обучение персонала, по требованию заказчиков производит на своих площадях ППН с последующей полной механической обработкой наплавленных деталей.

Фирма САБАРОС – дистрибьютор фирмы Commersald (Италия, Модена). Commersald производит целое семейство систем плазменно-порошковой наплавки, начиная от простых комплектов для ручной наплавки, заканчивая 9-ти и более координатными наплавочными комплексами. Оборудование Commersald отличается высокой надёжностью, большим ресурсом компонентов системы и плазмотрона, простотой в настройке и обслуживании, доступной ценой.

Аналогичные технологии упрочнения и оборудование для плазменной наплавки предлагают и многие другие отечественные и зарубежные предприятия и фирмы.

Таким образом, металлургические предприятия, решая проблему повышения стойкости деталей машин и механизмов с помощью плазменной наплавки, могут использовать два варианта. По первому варианту, закупить серийно выпускаемое оборудование и материалы и затем самостоятельно производить монтаж оборудования и осваивать технологию упрочнения конкретных деталей. По второму, заказать отечественной или зарубежной фирме разработку технологии упрочнения быстро изнашиваемых деталей с

поставкой необходимого оборудования и приспособлений, его монтажем и обучением персонала. При этом в заказ войдут и необходимые наплавочные материалы. Сроки выполнения работ по этому варианту обычно составляют до трех месяцев с момента оплаты. Второй вариант, на наш взгляд, является предпочтительным.

УДК 621.791.65

ПРИМЕНЕНИЕ ИМПУЛЬСНОЙ СВАРКИ ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ ЦИЛИНДРОВ ШАХТНЫХ КРЕПЕЙ

Гнедаш А.В., Крампит М.А.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга*

Кузбасс – крупный промышленный регион России с высоким экономическим потенциалом. Кемеровская область играет важную роль в экономике не только Сибири, но и всей России. Базовыми отраслями промышленности региона являются: угольная промышленность и металлургия.

На долю угольной промышленности приходится более 30 % промышленного производства региона. На долю Кузбасса приходится около 56 % добычи каменных углей России, около 80 % добычи всех коксующих углей России.

В настоящее время объемы добычи угля неуклонно растут. Вместе с ними растут и требования шахтеров, предъявляемые к горношахтному оборудованию. Одним из поставщиков оборудования для угольных разрезов Кузбасса является Юргинский машиностроительный завод, который предлагает горнякам оборудование, полностью соответствующее новым требованиям.

Крепь механизированная М138 поддерживающе-оградительного типа предназначена для механизации крепления призабойного пространства, поддержания и управления кровлей, включая тяжелые по проявлению горного давления передвижки забойного конвейера при ведении очистных работ на пологих и наклонных пластах (рисунок 1).

Крепь оснащена устройствами якорения, правки, а также корректировки трассы и удержания лавного конвейера.

Одной из ответственных частей шахтной крепи является гидростойка (рисунок 2).

Цилиндр входит в состав гидростойки. Для производства цилиндра (рисунок 3) применяется технология, связанная с уменьшением объема наплавленного металла при сварке за счет сокращения площади разделки кромок, т.е. сварка в щелевую разделку, которая является рациональным направлением повышения работоспособности сварных конструкций при высо-

кой их экономической эффективности.

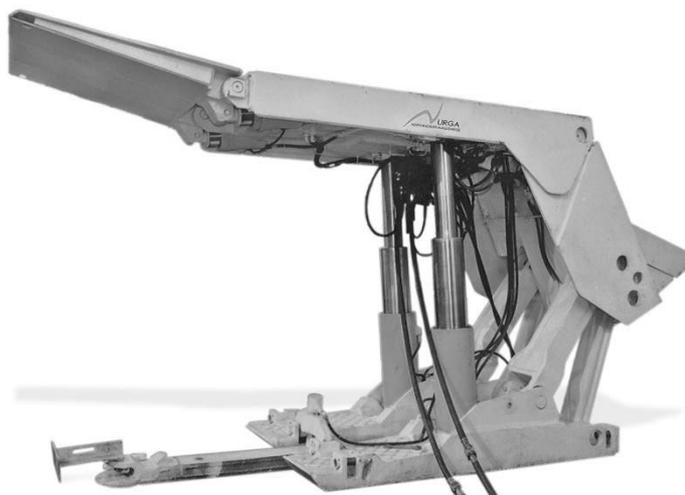


Рисунок 1 – Шахтная крепь М138

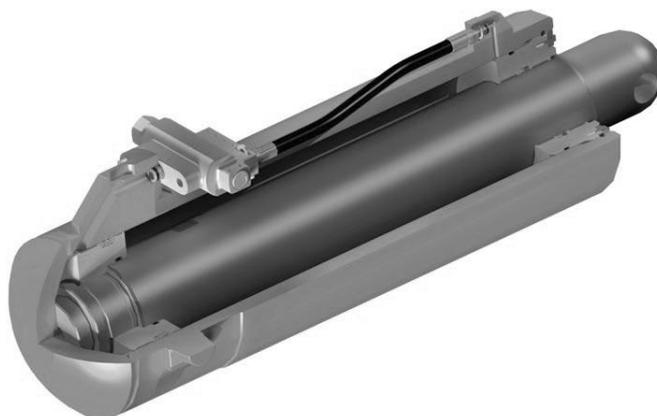


Рисунок 2 – Гидростойка

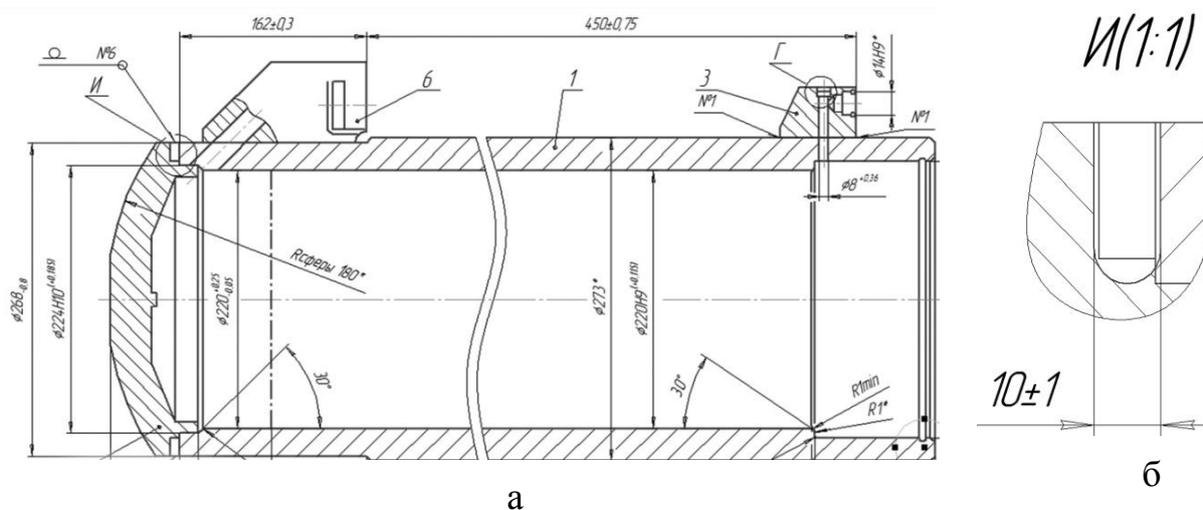


Рисунок 3 – Цилиндр шахтной крепи (а) и вид щелевой разделки (б)

Однако у данной технологии есть ряд существенных недостатков, которые снижают возможность ее широкого применения, а именно:

1. Необходимость точного направления электрода строго по центру зазора (во избежание «перекидывания» дуги на одну из стенок зазора или закорачивания сварочного мундштука или наконечника, что приводит к выходу его из строя).

2. Необходимость поддерживать постоянный вылет электрода по мере заполнения узкого зазора.

3. Наибольшая вероятность образования таких дефектов сварных швов как:

а) склонность к образованию пор (так как быстрый процесс охлаждения и кристаллизации металла сварочной ванны затрудняет процесс дегазации металла сварочной ванны);

б) склонность к несплавлению сварного шва с кромками разделки (характерно для механизированной сварки в смеси защитных газов).

4. Снижение устойчивости горения дуги за счет влияния ферромагнитных масс и эффекта магнитного дутья дуги.

Существующие в настоящее время технологии традиционных способов сварки цилиндров шахтных крепей наряду с достоинствами имеют свои недостатки. Например, сложно произвести качественную сварку дна и цилиндра (щелевая разделка), не применяя специальной техники, что затрудняет и усложняет процесс производства механизированной сваркой в защитных газах.

Одним из вариантов улучшения технологии можно предложить импульсный процесс сварки «длинной дугой» плавящимся электродом в среде защитных газов. Т.к. при импульсно-дуговой сварке «длинной дугой» происходит активное периодическое воздействие на металл сварочной ванны импульсами сварочного тока, что приводит к более активным колебаниям сварочной ванны (увеличивается дегазация сварочной ванны). Во время наложения импульса металл сварочной ванны вытесняется из-под дуги в хвостовую часть, а также в стороны, захватывая нерасплавленные кромки разделки. Сварочная дуга с увеличением амплитуды тока расширяется, захватывая стенки разделки, тем самым, улучшая сплавление металла шва с основным металлом. При возвратном движении жидкого металла сварочной ванны в паузе образуется вогнутый мениск сварного шва, это устраняет такие дефекты, как зашлаковка кромки шва (при выгнутой форме шва).

Таким образом, применение импульсной сварки, характерной особенностью которой является управляемый перенос электродного металла, позволит повысить эффективность дуговой сварки в щелевую разделку и получить качественное сварное соединение.

ФАКТОРЫ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИЕ СТАБИЛЬНУЮ ДУГУ ПРИ СВАРКЕ В ЩЕЛЕВУЮ РАЗДЕЛКУ

КРАМПИТ А.Г., КРАМПИТ Н.Ю.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга*

Вопросы, связанные со стабильностью и устойчивостью горения сварочной дуги при сварке плавящимся электродом, особенно для дуг, горящих в условиях действующих возмущений, актуальны в настоящее время. Термин «дуга» применяется только к устойчивым или квазиустойчивым видам разряда [1].

При сварке «длинной дугой» в защитных газах ее пространственная устойчивость является необходимым условием стабильности процесса [2]. Отсутствие пространственной устойчивости – основная причина повышенного разбрызгивания электродного металла и неудовлетворительного формирования шва.

Стабильность горения дуги определяется следующими факторами: эластичностью сварочной дуги; пространственной устойчивостью сварочной дуги; физическими характеристиками сварочной дуги; видом переноса электродного металла; наличием различного рода возмущений (конвекция, магнитные поля, ферромагнитные массы); характеристиками источника питания.

Сварочная дуга, являясь газообразным телом, легко поддается воздействию даже слабых внешних возмущений, резко изменяя свои служебные свойства и, в частности, силовые и тепловые поля. Пространственная стабилизация дуги зависит от ее энергетической устойчивости, определяемой физическими процессами, проходящими при электрических разрядах в газах. Пространственная стабилизация энергетически устойчивой дуги предполагает сохранение всех ее размеров во времени. Отклонение любого из них требует затраты энергии или работы каких-либо сил, стремящихся вывести систему из равновесия [3].

При сварке в щелевую разделку стабильность горения дуги принимает еще большее значение, так как на дугу воздействуют ферромагнитные массы, расположенные на расстоянии нескольких миллиметров. Данная причина, а также наличие двух стенок, ограничивающих сварочную ванну в поперечном сечении, приведет к ряду особенностей горения дуги. Влияние ферромагнитных масс зачастую приводит к появлению эффекта «магнитного дутья». Изменение формы ванны при наличии вертикальных кромок изменяет направление отраженных плазменных потоков из сварочной ванны. Ограничение жидкого металла кромками сварного соединения, увеличение глу-

бины проплавления, изменение состава дугового газа, все это также влияет на стабильность горения дуги. Обеспечение стабильности горения дуги в щелевую разделку определяет получение бездефектного сварного соединения.

Эластичность сварочной дуги зависит от разрывной длины дуги, величины минимального тока устойчивого процесса сварки. Этот показатель находится в тесной взаимосвязи с физическими свойствами сварочной дуги.

Практически все возникающие возмущения влияют на процесс переноса электродного металла, что отрицательно сказывается на стабильности горения сварочной дуги.

Перенос электродного металла зависит от всех перечисленных факторов, а также от технологических параметров процесса сварки, куда можно отнести диаметр и состав электродной проволоки, силу тока и напряжения, состав и расход защитного газа, а также вылет электродной проволоки и динамические характеристики источника питания.

Влияние диаметра электродной проволоки на стабильность процесса сварки желательно рассмотреть с двух позиций: при сварке малыми диаметрами электродных проволок; при сварке большими диаметрами электродных проволок.

Процесс сварки малыми диаметрами электродных проволок (0,8-1,2 мм) очень чувствителен к увеличению допустимого значения вылета электродной проволоки и может привести к перегреву электродной проволоки, что, в свою очередь, является причиной нарушения устойчивости горения дуги и, как следствие, ухудшение формирования сварного соединения. При сварке соединений, толщиной более удвоенной величины допустимого вылета, требуется введение контактного наконечника (токоподвода) в разделку, что приводит к увеличению ширины разделки.

Процесс сварки электродными проволоками большого диаметра (более 2-3 мм) требует наличие механизма правки электродной проволоки, а также тщательного направления её строго по центру между кромками (возможно использование жаростойких трубок, обеспечивающих ввод проволоки строго по центру разделки). При сварке в активных защитных газах прямая полярность практически не используется из-за низкой стабильности процесса. Однако увеличение диаметра электродной проволоки (более 3мм) и силы тока приводит к повышению стабильности горения дуги на прямой полярности в смеси защитных газов за счет стабилизации дуги стенками разделки. При диаметре менее 3мм данный эффект незначителен или полностью отсутствует. Увеличение диаметра электродной проволоки и вылета электрода снижают саморегулирование дуги, поэтому для данного процесса необходимы источники питания с падающей характеристикой и наличие систем автоматического регулирования и зажигания сварочной дуги.

Характеристики источника питания влияют на эластичность дуги и параметры переноса электродного металла. Наибольшее внимание динамическим характеристикам источника питания уделяется при сварке с короткими

замыканиями и при импульсных процессах.

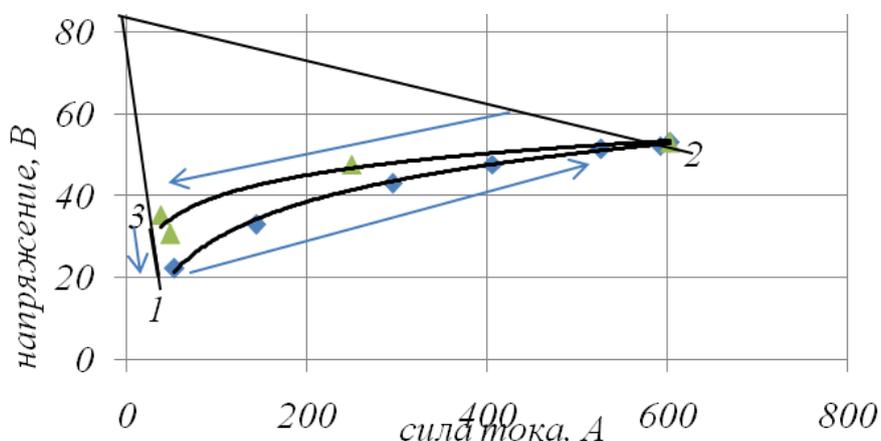
На физические свойства сварочной дуги влияние оказывает способ защиты сварочной ванны и дуги. В настоящее время наибольшее распространение получил механизированный способ сварки в среде углекислого газа, благодаря дешевизне защитного газа. Однако, у существующей технологии сварки плавящимся электродом в защитном газе в щелевую разделку наряду с достоинствами есть ряд недостатков, которые снижают возможность ее широкого применения в промышленности. Наиболее существенным считается нарушение стабильности горения дуги в щелевой разделке за счет влияния ферромагнитных масс и эффекта магнитного дутья, которое приводит к образованию дефектов в сварном шве. При сварке плавящимся электродом в защитных газах в процессе переноса электродного металла возникают возмущения, влияющие на стабильность горения дуги. Активное управление процессом переноса электродного металла получено при импульсном изменении параметров сварки.

Процесс сварки с импульсным питанием сварочной дуги, при котором практически вся энергия вводится в импульсе, относится к процессам, повышающим стабильность горения сварочной дуги. Повышение стабильности, в первую очередь, вызвано возможностью управлять процессом переноса электродного металла. При наложении мощных импульсов происходит стабилизация столба сварочной дуги, горящей в разделке. В паузе дуга тоже стабильна за счет остаточной ионизации столба дуги после импульса. Импульсное питание сварочной дуги позволяет проводить процесс сварки «длинной дугой», что благоприятно влияет на формирование сварного шва. Силовое воздействие со стороны дуги в импульсе вызывает вытеснение жидкого металла из-под дуги в хвостовую часть сварочной ванны и на кромки разделки. Это улучшает ввод тепла в нижнюю и боковую части разделки, что способствует увеличению проплавления способности дуги. Тепловые пульсации позволяют отдельно воздействовать на процессы плавления электродного металла и формирования сварочной ванны. Так как размеры сварочной ванны зависят в основном от среднего значения сварочного тока, а скорость плавления электрода – от мгновенных значений, то сварочная ванна, вследствие большей массы, более инерционна, чем расплавляемый электродный металл.

Импульсное питание при сварке в щелевую разделку предоставляет следующие возможности: расширение диапазона применяемых режимов; управляемый перенос электродного металла; устойчивое поведение дуги; активное воздействие со стороны дуги на жидкий металл сварочной ванны; периодическое тепловое воздействие на кромки сварного соединения.

Импульсное питание повышает устойчивость горения дуги по сравнению со сваркой стационарной дугой. Напряжение холостого хода источников питания, используемых при импульсном питании, достигает 65 – 70 В. Поэтому для данного процесса используют падающую и крутопадающую ветви характеристик источника питания.

Особенность импульсного питания рассмотрим на примере циклограммы процесса (рисунок 1), которая построена по типичным осциллограммам тока и напряжения процесса сварки при импульсном питании в углекислом газе (рисунок 2).



1 – момент включения силовых тиристоров; 2 – момент выключения силовых тиристоров; 3 – момент окончания действия импульса сварочного тока

Рисунок 1 – Циклограмма процесса импульсного питания сварочной дуги

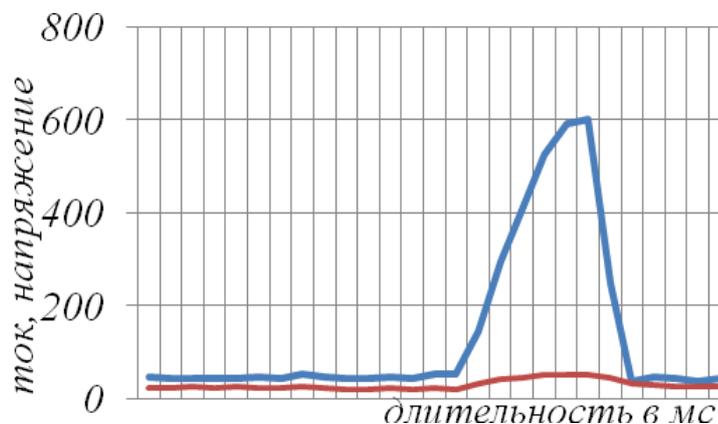


Рисунок 2 – Характерная осциллограмма тока и напряжения при импульсном питании сварочной дуги (масштаб 1 кл – 1 мс; 100 А; 100 В)

Когда напряжение достигает заданного значения (или с окончанием времени паузы при работе по программе) в точке 1, включаются силовые тиристоры, которые шунтируют сопротивление в сварочной цепи, и рабочая точка перемещается из точки 1 в точку 2 (рисунок 1). Сила тока и напряжение достигают своего амплитудного значения, определяемого параметрами источника питания, сварочной цепи и длительностью включения силовых тиристоров. Для обеспечения устойчивости горения дуги на интервале нарастания импульса необходимо ограничить количество теплоты, вводимой в

импульсе, до отрыва капли, чтобы не удлинить сварочную дугу до разрывного значения.

Следует отметить, что большую роль играет перемещение жидкого металла сварочной ванны, так как при наложении импульса металл вытесняется в хвостовую часть, увеличивая, тем самым, длину дуги. Напряжение на дуге на возрастающей ветви ВАХ не должно превышать $(0,8 - 0,9)U_{xx}$, т.е. при напряжении холостого хода источника (в конкретном случае ВДУ-504) напряжение в импульсе не должно превышать 71 – 78 В. Учитывая, что напряжение перед наложением импульса находится в пределах 22-32 В, то максимальное приращение напряжения составит 39 – 56 В. Это позволит дуге удлиниться, в случае необходимости, на 13 – 15 мм, что вполне достаточно для компенсации углубления дуги в сварочную ванну и оплавления электродной проволоки во время импульса.

После выключения силовых тиристоров рабочая точка перемещается из точки 2 в точку 3. На этом интервале повышенная остаточная ионизация способствует устойчивости горения сварочной дуги.

На интервале паузы (перемещение рабочей точки из точки 3 в точку 1) сварочный ток ограничен сопротивлением, введенным в сварочную цепь при выключении силовых тиристоров. При горении на малых токах напряжение не должно быть больше $0,5 U_{xx}$, т.е. не более 43 В. Следует отметить, что напряженность электрического поля сварочной дуги при токе менее 10 А значительно возрастает.

Учитывая, что напряжение на дуге складывается из следующей суммы:

$$U_d = U_a + U_k + xL, \quad (1)$$

где U_a – падение напряжения на аноде;

U_k – падение напряжения на катоде;

x – продольная напряженность поля;

L – длина дуги.

Принимая $x = 25 - 30$ В/см, а суммарное падение напряжения на аноде и катоде $U_a + U_k = 18 - 20$ В, получим, что длина дуги может увеличиваться до 10 – 15 мм.

Учитывая вышперечисленное, а также то, что скорость подачи электродной проволоки составляет от 70 мм/с и более (значение шага оплавления торца электрода находится в пределах 0,6 – 6 мм, а глубина проплавления не превышает 10 мм – экспериментальные значения), следует, что процесс горения дуги при импульсном питании носит устойчивый характер на всех этапах.

Экспериментальные исследования показывают, что импульсное питание дуги в щелевую разделку обеспечивает стабильное горение дуги. Благодаря устойчивости дуги и периодическим силовым и тепловым воздействиям на металл сварочной ванны, обеспечивается надежное бездефектное формирование сварного соединения.

ПРИМЕНЕНИЕ МОДИФИКАТОРОВ ПРИ ДУГОВОЙ СВАРКЕ ПЛАВЯЩИМСЯ ЭЛЕКТРОДОМ

Кузнецов М.А., Колмогоров Д.Е., Гутов Н.В.

*Юргинский технологический институт (филиал)
Томского политехнического университета
г. Юрга*

Слово «модификатор» (от лат. *modifico*) означает изменение формы. Поэтому им названа специфическая группа литейных сплавов и композиций, при введении которых в расплав того или иного сплава, приводит к существенному изменению строения, а вместе с тем и эксплуатационных свойств [1]. Модифицированием можно добиться измельчения макро и микрзерна; фазовых составляющих эвтектик; первичных кристаллов; формы, а также изменения размера и распределения неметаллических включений. Модифицирование металлов можно произвести несколькими способами: вводом в расплав добавок-модификаторов; применением различных физических воздействий; комбинированными способами [2].

По природе воздействия модификаторы можно разделить на три вида. Модификаторы 1-го рода влияют на структуру за счет изменения энергетических характеристик зарождения новой фазы. Модификаторы 2-го рода изменяют структуру, влияя на нее, как зародыши твердой фазы. Модификаторы 3-го рода – холодильники / инокуляторы – снижают температуру металла и повышают скорость кристаллизации, тормозя тем самым развитие ликвации элементов [3].

В современном мире сварочное производство занимает одно из важнейших мест в машиностроении, т.к. большинство изделий производится при помощи различных способов сварки. Поэтому становится актуальным вопрос о применении модификаторов, в том числе модификаторов с наноразмерными частицами в сварочном производстве. Хотя данное направление является новым, уже есть некоторые научные разработки в данной области.

Так в работе [4] представлены исследования по использованию в качестве модификатора бария при выплавке трубных сталей и сварке нефтегазопроводов. Введение 1 – 3 % Ва в электродное покрытие обеспечивает высокую трещиностойкость сварных соединений, как на воздухе, так и в коррозионно-агрессивных средах. Скорость коррозии сварных металлоконструкций нефтегазопроводов снижается в 4 – 7 раз. При этом более высокая эффективность бария в сравнении с кальцием, достигается только за счет снижения содержания серы и фосфора.

Введение в расплав стали нанодисперсных металлических и неметалли-

ческих порошков [5, 6], свойства которых существенно отличаются от свойств макро- и микропорошков того же химического состава, способствует модифицированию металла и вызывает перераспределение вредных примесей между границами и объемами зерен. Размер зерен при этом уменьшается, что приводит к повышению пределов текучести и прочности, увеличению пластичности и деформируемости стали, а также к снижению коэффициента трения. В качестве нанодисперсного компонента использовали порошок карбида вольфрама. Материалом, транспортирующим нанодисперсный порошок, служил порошок никеля, в который при совместной обработке в планетарной мельнице внедрили карбид вольфрама. В результате получали никелевые гранулы, в которых содержалось около 30 масс. % нанокарбидов. Введение никеля и нанокарбидов вольфрама в электродные покрытия приводит к трансформации структуры металла в модифицированный субдисперсный твердый раствор на основе Fe с остаточным аустенитом, расположенным по границам зерен. Количество неметаллических включений, которые прежде имели произвольные очертания и были неравномерно распределены в металле, сократилось на 15 – 20 %. Такая структура металла должна способствовать повышению его пластических свойств в условиях отрицательных температур и циклического нагружения. Изменение структуры и химического состава металла привело к увеличению его твердости на 23 – 25 %.

В работе [7] представлена технология сварки жаропрочных никелевых сплавов с применением частиц тугоплавких соединений. Для повышения свойств металла шва было применено модифицирование металлической ванны дисперсными инокуляторами, в частности карбонитридом титана. Введение компонентов осуществляли переплавом дополнительного трубчатого электрода на никелевой основе, внутренняя полость которого заполнялась порошкообразным модификатором. В макроструктуре металла шва имеют места зерна, границы которых в основном приблизительно одинаково удалены от центра. Размер зерна при этом уменьшается до 1 – 2 мм. Микроструктура модифицированного шва показывает, что карбиды имеют компактную округлую форму, расположены в большей части на границах зерен, что по-видимому и упрочняет их, обуславливая повышенную жаропрочность. Структура околошовной зоны имеет меньший размер зерна, что несколько повышает свойства всего сварного соединения. Таким образом исследования показали, что повышение свойств металла шва при его модифицировании связано со снижением уровня ликваций, улучшением морфологии и топографии карбидных фаз.

На данный момент уже имеется технология применения наноматериалов при высокотемпературной обработки никельхромовых сплавов при электрошлаковом литье и электрошлаковой сварке [8]. При этом возможно

управление микро- и макроструктурой жаропрочных никельхромовых сплавов и их физико-механическими свойствами при помощи введения в расплав наночастиц карбонитрида титана в виде нанокристаллов, которые служат центрами кристаллизации.

Из вышесказанного видно, что наноструктурированные материалы в основном применялись для дуговой сварки плавлением штучными электродами, дуговой сварки под слоем флюса и электрошлаковой сварки. А так, как одним из основных способов сварки является сварка плавящимся электродом в среде защитных газов, к недостаткам которой относятся механическая, структурная и химическая неоднородность сварного соединения. Актуальным становится вопрос применения модификаторов, а в частности наноразмерных элементов, при дуговой сварке плавящимся электродом в среде защитных газов. Это позволит управлять процессом кристаллизации металла сварочной ванны; прогнозировать структуру и свойства металла шва, а также получать равнопрочные сварные соединения.

Библиографический список

1. Большая советская энциклопедия. Второе издание. Т 28. – М., 1969 – 1978. – 660 с.
2. Рябчиков И.В., Панов А.Г., Корниенко А.Э. О качественных характеристиках модификаторов // М. Сталь. – 2007. – № 6. – с. 18 – 23.
3. Задиранов А.Н., Кац А.М. Теоретические основы кристаллизации металлов и сплавов. Из-во. РУДН, 2008. – 227 с.
4. Дерябин А.А., Цепелев В.С., Конашков В.В., Берестов Е.Ю., Могильный В.В. Кинетическая вязкость рельсовой стали, модифицированной сплавами Fe-Si-Ca и Fe-Si-Ca-Ba // Известие высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2008. – № 4. – с. 3 – 6.
5. Соколов Г.Н., Лысак И.В., Трошков А.С., Зорин И.В., Горемыкина С.С., Самохин А.В., Алексеев А.Н., Цветков Ю.В. Модифицирование структуры наплавленного металла нанодисперсными карбидами вольфрама. // Физика и химия обработки материалов. – 2009. – № 6. – с. 41 – 47.
6. Соколов Г.Н., Трошков А.С., Лысак И.В., Самохин А.В., Благовещенский Ю.В., Алексеев А.Н., Цветков Ю.В. Влияние нанодисперстных карбидов WC и никеля на структуру и свойства наплавленного металла. // Сварка и диагностика. – 2011. – № 3. – С. 36 – 38.
7. Еремин Е.Н. Применение наночастиц тугоплавких соединений для повышения качества сварных соединений из жаропрочных сплавов // Омский научный вестник. – 2009. – № 3. – С. 63 – 67.
8. Жеребцов С.А. Применение наноматериалов и высокотемпературной обработки никельхромовых сплавов при электрошлаковом литье: автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. – Новокузнецк, 2006. – 22 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ «ГРАНИЦЫ ДОВЕРИЯ» ВЕЛИЧИНЫ ИЗНОСА СВАРОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Подзорова Е.А.

*Юргинский технологический институт (филиал) Национального
исследовательского Томский политехнический университета
г. Юрга*

Определение величины износа составляет самостоятельную и очень важную задачу в теории оценки.

Износ оборудования – это потеря его стоимости и производительности. Износ может возникать вследствие многих причин: старения оборудования, потери его конкурентоспособности и т.д. Сейчас с помощью новейших технологий удастся достичь успехов в борьбе с износом и продлением срока службы оборудования, однако данная задача остается весьма актуальной.

Износ в экономическом смысле означает потерю стоимости оборудования в процессе его эксплуатации. Если стоимость снизилась вследствие старения оборудования и частичной потери его работоспособности, то говорят о физическом износе. Если стоимость понизилась от того, что оборудование потеряло конкурентоспособность на рынке в сравнении с другими аналогичными объектами и стало пользоваться меньшим спросом, то говорят о моральном износе. Развиваются оба вида износа независимо друг от друга. Это означает, что совершенно новое изделие может потерять стоимость до начала своего применения по причине морального устаревания. Еще при расчете полной восстановительной стоимости прямым сравнением с аналогом в цену аналога вносят такие корректировки, которые тем или иным образом учитывают моральный износ.

В момент приобретения оборудования предприятию неизвестно, каким будет его действительный срок службы. Поэтому в реальной практике приходится планировать срок службы. Поскольку ежегодно на протяжении срока службы оборудования употребляется определенная доля его первоначальной стоимости, то эта доля относится к расходам соответствующего года.

Процесс определения доли себестоимости оборудования, включаемой ежегодно в сумму расходов в течение планируемого срока службы этого оборудования, называется амортизацией.

Как оценить износ оборудования

Наиболее сложным вопросом является классификация и описание оборудования, решение его потребует значительных сил и времени. Почему эта работа такая трудоемкая?

Во-первых, использовать имеющиеся базы данных (бухгалтерские) учета основных фондов очень сложно, потому что они составлены совер-

шенно по другим принципам (отсутствует иерархия описания, нет привязки к техническим местам и т.д).

Во-вторых, при реконструкции и модернизации оборудования зачастую менялась его тех. схема, устройство и т.д. При этом такие изменения не всегда вносились в технологическую документацию и паспорта оборудования. На практике это приводит к тому, что при описании оборудования недостаточно использовать только технологическую документацию и паспорта оборудования. Необходимо смотреть на оборудование «вживую» - конечно это приводит к увеличению временных затрат.

В-третьих, отсутствуют стандартные требования к заполнению заводом изготовителем паспортов оборудования. В связи с этим, разными заводами изготовителями не всегда указывается подробная схема устройства оборудования. Иногда такие паспорта вообще оказываются утерянными. Соответственно, информации для описания структуры конкретной единицы оборудования просто не хватает.

Это один из самых серьезных вопросов, возникающих в процессе описания оборудования. Единственный способ решения этой проблемы – размещение (по времени) капитального ремонта оборудования и его описания.

Помимо технических вопросов, в процессе описания оборудования возникают и важные методические вопросы, В первую очередь они касаются принципов классификации оборудования. Существуют различные подходы. Можно классифицировать по видам оборудования, делить его на основное и вспомогательное и т.д. и т.п. Гораздо важнее определить иерархию оборудования.

Износ в экономическом смысле означает потерю стоимости объекта в процессе его эксплуатации. Потеря стоимости может происходить по разным причинам. Если стоимость снизилась вследствие старения объекта и частичной потери его работоспособности, то говорят о физическом износе. Если стоимость понизилась от того, что объект потерял конкурентоспособность на рынке в сравнении с другими аналогичными объектами и стал пользоваться меньшим спросом, то говорят о моральном износе. Развиваются оба вида износа независимо друг от друга. Это означает, что совершенно новое изделие может потерять стоимость до начала своего применения по причине морального устаревания. Еще при расчете полной восстановительной стоимости прямым сравнением с аналогом в цену аналога вносят такие корректировки, которые тем или иным образом учитывают моральный износ.

Речь пойдет об износе физическом, под которым понимается такая потеря стоимости, которая вызвана снижением работоспособности объекта в результате как естественного физического старения и изнашивания элементов конструкции за время эксплуатации, так и влияния внешних неблагоприятных факторов (аварий, ударов, перегрузок и др.), последствия которых устранялись ремонтами.

Во многих методиках оценки износа отталкиваются не от собственно стоимости, а от внешних проявлений износа: ухудшения характеристик

(точности, скорости, производительности, расхода электроэнергии и др.), наступления частых поломок, появления шума, стука и других негативных эффектов. Полагают, что индекс снижения потребительских качеств является одновременно и индексом снижения стоимости. В действительности связь здесь не так однозначна, как кажется.

Динамика цен на подержанное оборудование, как нельзя лучше, характеризует реакцию рынка на величину износа.

Физический износ оборудования зависит от того, как долго оно служит, как много работы с его помощью выполнено и насколько хорошо организован уход за ним. Объем выполненной работы был бы самым лучшим фактором износа. Однако такого учета никто не ведет. Поэтому основной реально измеряемый фактор - возраст единицы оборудования. Ведь год выпуска записан в паспорте и даже выбит на фирменной табличке.

Что показал анализ

Чтобы исследовать зависимость износа от возраста оборудования, была образована выборка из 30 подержанных контактных автоматов для дуговой сварки, которые продаются на внутреннем российском рынке и для которых известны цена, возраст и цена той же новой модели станка по состоянию на январь 2011 года. Соотношение между ценой подержанного станка и ценой такого же нового станка дает значение коэффициента физического износа.

Был выполнен корреляционный анализ связи между коэффициентом физического износа и возрастом станков. На рисунке 1 показано корреляционное поле для указанных двух показателей.

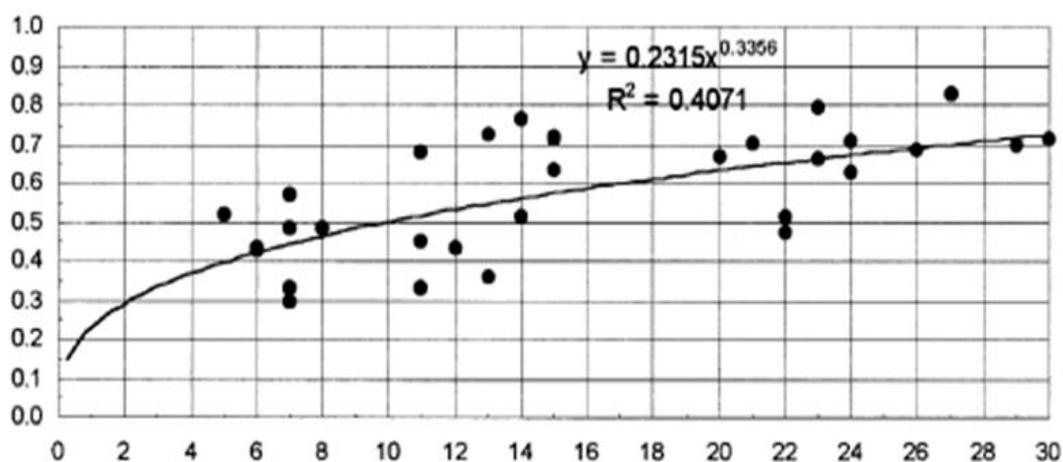


Рисунок 1 – График корреляционного поля связи между коэффициентом физического износа и возрастом станка

Значительный разброс точек корреляционного поля свидетельствует о том, что возраст как параметр-аргумент недостаточен для строгого установления величины износа. Так, при возрасте 8 лет коэффициент износа колеблется от 0,2 до 0,75. В диапазоне 6 – 10 лет наблюдается наибольший разброс данных. При этом нижние значения коэффициента износа 0,15 – 0,25 отно-

сятся к тому оборудованию, которое либо слабо эксплуатировалось, либо подвергалось капитальному ремонту. Верхние значения коэффициента износа 0,65 – 0,75 свойственны оборудованию, которое эксплуатировалось очень интенсивно и капитально не ремонтировалось.

Анализ корреляционного поля позволил предположить, что теоретическая линия регрессии имеет нелинейную форму. Наилучшим образом связь между рассматриваемыми параметрами описывается с помощью степенной функции вида $y = ax^b$. Описание связи с помощью данной функции соответствует общей закономерности нарастания износа у оборудования, заключающейся в том, что с возрастом темп износа постепенно уменьшается.

После обработки данных средствами EXCEL получили следующую корреляционную модель: $y = 0,2315x^{0,3356}$, где y – коэффициент физического износа; x – возраст станка в годах. Показатель степени $b = 0,3356$ говорит о достаточно сильном влиянии возраста на коэффициент физического износа. Квадрат коэффициента корреляции $R^2 = 0,4071$ достаточен для того, чтобы считать, что связь между изучаемыми параметрами установлена.

Как учесть техническое состояние

Далее найдем нижнюю и верхнюю линии, проходящие через нижние и верхние точки корреляционного поля и имеющие такой же характер, как и полученная модель корреляционной зависимости. Верхняя линия будет соответствовать случаю самого большого износа станка, а нижняя линия – самому малому износу станка. Так как характер линий сохраняется, то в их моделях показатель степени $b = 0,3356$ будет одинаковым, а вот параметр a будет разным.

Чтобы найти параметр a для граничных линий приведем степенную форму связи к линейной форме с помощью логарифмирования, т.е. $lgy = lga + b \cdot lgx$. Построим корреляционное поле в логарифмических шкалах и отразим линию регрессии как прямую линию (рисунке 2).

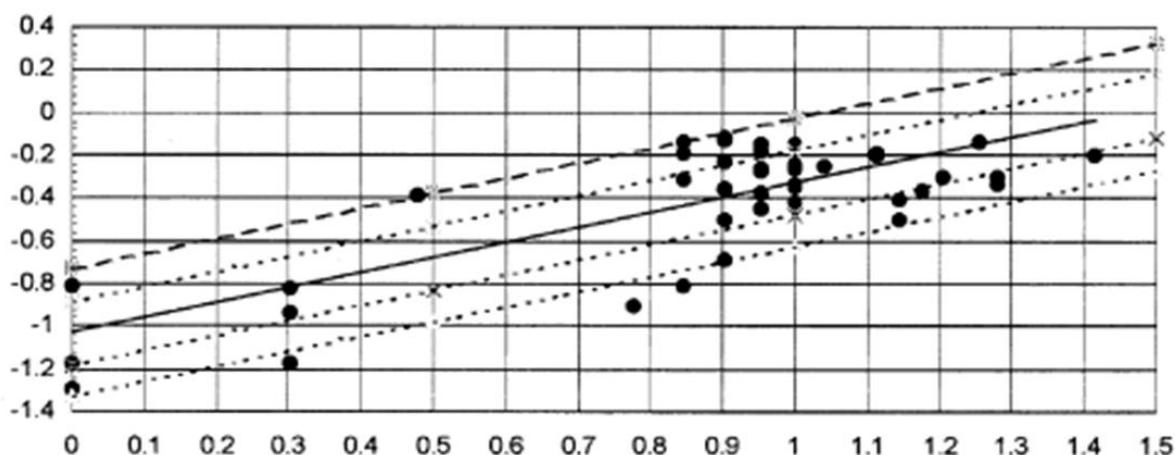


Рисунок 1 – График корреляционного поля связи между коэффициентом физического износа и возрастом станка в логарифмических шкалах

Угол наклона линии регрессии на рисунке 2 равен показателю степени b , а точка пересечения этой линии с вертикальной осью указывает lga . На рисунке 2 граничные линии корреляционного поля проведены параллельно линии регрессии. Кроме того, на том же графике проведены еще две промежуточные линии: одна – между верхней граничной линией и линией регрессии, другая – между линией регрессии и нижней граничной линией.

Пересечения проведенных линий с вертикальной осью позволяют найти логарифмы параметра a , а, следовательно, и сам параметр a в уравнениях указанных линий.

Далее на рисунке 2 были проведены полученные линии в форме степенных функций, у которых показатель степени $b = 0,3356$, а параметр a равен: 0,1862, 0,1318, 0,0932, 0,0660, 0,0467.

Каждая линия на рисунке 2 соответствует определенному уровню технического состояния объекта оценки. Всего пять линий и, соответственно, пять уровней технического состояния. Уровень технического состояния устанавливается экспертами в ходе технической экспертизы. Результаты экспертизы удобнее всего выразить в баллах, руководствуясь шкалой экспертных оценок, приведенной в таблице 1.

Теперь будем считать, что нижняя граничная линия соответствует максимальному числу баллов, т.е. 50, следующая за ней линия – 40 баллам и т.д. Это позволило найти корреляционную связь между параметром a и количеством баллов: $a = -0,0034B + 0,2082$.

Таким образом, итоговая модель для расчета коэффициента физического износа сварочного оборудования имеет вид:

$$K_{из} = (0,282 - 0,0034B) \times 0,3356T,$$

где B – балльная оценка технического состояния станка по 50-балльной шкале;

T – возраст станка в годах.

Описанная выше методика по расчету коэффициента физического износа поможет оценщикам правильнее проводить оценку остаточной рыночной стоимости оборудования.

Библиографический список

1. Грязнова А.Г., Федотова М.А. Оценка бизнеса. – М.: Финансы и статистика, 2003. – 460 с.
2. Ковалев А.П., Кумель А.А. Практика оценки стоимости машин и оборудования: Учебное пособие. – М.: Финансы и статистика, 2005. – 265 с.
3. Ковалев А.П. Оценка стоимости активной части основных фондов. – .: ин-статинформ, 1997. – 213 с.
4. Рутгайзер В.М., Дронова Н.Д. Оценка рыночной стоимости машин и оборудования. – М.: ДЕЛЮ, 2002. – 154 с.

ЭКОНОМИКА, ЭКОЛОГИЯ И УПРАВЛЕНИЕ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ

УДК 65.01

ЦЕНООБРАЗОВАНИЕ В УСЛОВИЯХ МЕНЯЮЩЕЙСЯ КОНКУРЕНТНОЙ СРЕДЫ

Зайнутдинов Х.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Необходимо рассмотреть механизмы ценообразования с учетом соотношения монополии и конкуренции. В соответствии с видами рынков по уровню конкуренции возможно применение нескольких стратегий.

На ценовую политику фирмы в значительной мере влияет конкурентная среда, в которой эта фирма функционирует. Устанавливая цену, компания учитывает свое положение на рынке. Однако это не означает преуменьшение роли издержек, которые по-прежнему рассматриваются в качестве основы для установления цены. К тому же не все показатели рассматривают качество и новизну товара определяющих условия покупки, а ориентируются преимущественно на более дешевые товары и услуги.

В условиях рынка совершенной конкуренции, для которого характерны сходство товаров и услуг, фирма легко может потерять клиентов, если установит более высокую, по сравнению с конкурентами, цену на свои товары. Снижение цен также не принесет желаемых результатов, поскольку спрос на данную продукцию незначителен. Относительная дешевизна товара в этом случае не дает существенного преимущества перед конкурентами. Максимизировать прибыль за счет низких цен можно, но не следует забывать, что привлекательность товара, его высокое качество должны подтверждаться его высокой ценой. Все зависит от категории покупателей. предлагая дорогостоящий товар, не имеющий себе равных по потребительской стоимости, можно рассчитывать, что он постоянно будет пользоваться спросом у определенного круга покупателей. Но, повышая цену, необходимо учитывать такой фактор, как эластичность спроса. Если спрос эластичен, то увеличение цены приведет к уменьшению доходов, и наоборот – уменьшение цены приведет к увеличению дохода. Если же спрос неэластичен, то рост цен ведет к увеличению доходов, а снижение цен – к их сокращению. Следует помнить, что этот механизм срабатывает только при наличии совершенной конкуренции.

Производитель в условиях конкуренции не может назначить цену, исходя только из своих затрат. Он вынужден ориентироваться на цену, которая формируется в результате взаимодействия всех участников рынка. В этом случае производитель ищет возможности снижения издержек. Непрерывный

поиск повышения производительности ведет к росту концентрации производства и созданию гигантских объединений, которые в состоянии доминировать на рынке, особенно там, где спрос раздробленный. И хотя цены остаются основным механизмом в системе рыночных отношений, т.е. продолжают определять направление ресурсов, распределение доходов и соотношение между потреблением и инвестированием, они не могут автоматически обеспечивать их равновесие.

Компания, имеющая возможность контролировать значительную долю рынка, как правило, устанавливает высокие цены, что позволяет ей присваивать не только среднюю, но и избыточную прибыль. Конечно, при этом она учитывает доходы населения, структуру издержек и полезность товара.

На олигополистическом рынке действует несколько продавцов, которые очень чувствительны к поведению конкурентов. Снижение цен на свои товары, предпринятое крупной компанией, мгновенно привлечет к ней множество новых клиентов и заставит другие фирмы сделать то же самое. Поэтому в условиях олигополии применяется метод, который получил название «лидерство в ценах». Суть его состоит в том, что большинство продавцов устанавливает цену, ориентируясь на поведение фирмы-лидера.

Как правило, ценовое лидерство направлено на получение более высокой прибыли и ведет к повышению цены. В условиях несовершенной конкуренции совокупный доход может увеличиваться при снижении цены только на стадии внедрения товара, а затем он будет уменьшаться. Каждая дополнительная единица продукции будет вести к насыщению рынка и сокращению прибыли. Компания, ограничивая объем производства, увеличивает цену единицы товара. Таким образом, в результате концентрации производства потребитель не выигрывает, более того, ему приходится оплачивать диктат производителя. Организуя производство, олигополист устанавливает цену так, чтобы объем спроса равнялся оптимальному, с точки зрения выгоды, объему выпуска.

В условиях монополии действует так называемый «затратный метод» установления цен. Он предполагает дефицит и монопольное положение фирмы на конкретном рынке. Это наиболее простая модель ценообразования, строящегося на фиктивном уровне издержек, которые не играют решающей роли в получении желаемой прибыли. Если в условиях совершенной конкуренции благополучие производителя зависит от снижения издержек при неизменных ценах, то в условиях монополии он выигрывает за счет роста цен при неизменных и даже растущих издержках производства. Монополия позволяет в течение определенного периода регулировать соотношение спроса и предложения таким образом, чтобы потребитель оплачивал самые высокие издержки и обеспечивал производителю высокую прибыль. К тому же происходит искусственный рост издержек производства в регионах, потребляющих продукцию предприятий-монополистов, что неизбежно отражается на жизненном уровне населения. Этот метод иногда применяется и в условиях монополистической конкуренции по отношению к отдельным товарам.

Монопольная власть сохраняется до тех пор, пока производитель сам назначает цену и сам решает какое количество товаров он будет производить. Монополист максимизирует прибыль, поднимая цену выше уровня предельных издержек и сокращая объем производства. Предельная выручка должна покрыть предельно высокие издержки и обеспечить дополнительную прибыль. Поскольку каждая дополнительная единица продукции приведет к сокращению прибыли, то монополия предполагает искусственное сокращение предложения. При неизменной себестоимости цена устанавливается на более высоком уровне, чем при наличии конкуренции, а рента взимается с потребителя. Цена может увеличиваться при уменьшении эластичности спроса. В этом случае особенно легко повышаются цены на товары первой необходимости. В условиях монополистической конкуренции важную роль играет структура отрасли, изменение которой может повлиять на формирование рыночной цены. Например, в сфере услуг требуются совсем иные ресурсы по сравнению с отраслями лесной промышленности.

Для монополистической конкуренции характерно наличие множества продавцов и покупателей, которые торгуют не по единым, а по дифференцированным ценам. Это связано с возможностью предложить покупателю большой выбор товаров, обладающих единой полезностью, но различающихся качеством или некоторыми свойствами. Эти различия отражаются в цене и дифференцируются по сегментам рынка.

Наличие разных методов установления цен в условиях рынка позволяет фирме осуществлять ценовые манипуляции. Зачастую увеличение цены воспринимается клиентами как рост ценовой предлагаемой услуги. Поэтому иногда на примерно одинаковые товары устанавливают разные цены. Если разрыв в уровне цен небольшой, то потребитель покупает более дорогую услугу, предполагая, что ее качество выше. Однако этот путь очень опасен. Можно обмануть клиента раз или два и получить при этом высокий доход, но в будущем – не только клиентов, но и партнеров.

Все перечисленные методы проникновения на рынок и закрепления на нем в долгосрочном периоде служат одной цели – получить максимальную прибыль.

УДК 621.7.06:658.155

ОЦЕНКА СТЕПЕНИ КРИЗИСНОГО СОСТОЯНИЯ ПРЕДПРИЯТИЯ

ВАЛИШЕВСКАЯ Л.Г., МУСАТОВА А.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Металлургическое производство относится к тем отраслям материального производства, которое связано с особенно высокой степенью неопреде-

ленности и уровнем риска, как в финансовой деятельности, так и при организации производственных операций (операционной деятельности). Для оценки степени кризисного состояния предприятия необходимо выявить основные факторы риска. Все факторы, влияющие на рост риска в производстве можно условно разделить на две группы: неуправляемые (непосредственно независимые от производственной деятельности) и управляемые факторы (непосредственно связанные с деятельностью конкретного производства). Под операционным риском производственной деятельности понимается риск прямых и косвенных убытков вследствие недостатков в системах и процедурах управления, а также контроля.

В процессе управления операционными рисками ставятся две задачи: выявление операций внутри предприятия, которые подвержены операционным рискам, и оценка этих рисков.

Для управления операционными рисками и их нейтрализации необходимо:

- определить вероятность возникновения этого риска;
- оценить ожидаемый размер убытков при его возникновении;
- проанжировать риск по вероятности возникновения;
- установить приемлемый уровень (не рассматриваются риски, вероятность которых не превышает 30 %).

На основе анализа выявленных рисков производится ранжирование по уровню операционных рисков с выделением наиболее рискованных групп операций. Такое ранжирование помогает определять последовательность действий для управления операционными рисками, оценка которых осуществляется показателем экономического эффекта, отражающим превышение результатов управления рисками над их затратами. Результат учитывает способ обработки рисков: смягчение, уклонение, передача или принятие. Способ обработки выбирается в зависимости от уровня риска. Затраты в процессе управления рисками учитывают фактические потери от проявления идентифицированных рисков и расходы на их обработку, а также фактические расходы и потери неидентифицированных рисков.

Для минимизации операционных рисков необходима организация системы внутреннего управления и контроля, которая должна быть регулярна. Контроль классифицируется на уровни: стратегический, тактический и оперативный.

Объектом стратегического контроля является реализация выбранной маркетинговой концепции и выполнения стратегического плана. Объектом тактического контроля относятся следующие показатели: объем продаж, доля рынка предприятия и имидж предприятия (отношение покупателей к выпускаемой продукции предприятия). Оперативный контроль включает в себя: анализ выполнения плана по прибыли, анализ рентабельности каждого вида продукции, контроль уровня затрат на производство и реализацию материалов и уровня товарных запасов.

С целью повышения уровня системы внутреннего управления, контро-

ля, анализа и совершенствования процесса желательно использовать специализированный аналитический инструментарий на основе данных, находящихся в информационных системах, который позволит предприятию выйти из кризисного состояния.

Экономический механизм антикризисного управления предприятием характеризуется обобщающими показателями: прибыль, выручка от продаж, рентабельность активов (собственного капитала) и уровень платежеспособности предприятия, устойчивый рост которых принимается за критерий оптимальности, что означает финансовое оздоровление предприятия.

Интегральный показатель экономического механизма $K_{инт}$ учитывает темпы роста прибыли $T_{пр}$, выручки $T_{вр}$ и рентабельности активов $T_{ра}$:

$$K_{инт} = \sqrt{T_{пр} \cdot T_{вр} \cdot T_{ра}} \quad (1)$$

Рост $K_{инт}$ означает финансовое оздоровление предприятия в рамках антикризисного управления. При условии:

$$T_{эк} = T_{пр} \geq T_{вр} \geq T_{ра} \geq 1. \quad (2)$$

выполняется так называемое «золотое правило экономического роста».

С целью определения степени кризисного состояния предприятия и выявления факторов для финансового его оздоровления рассмотрено металлургическое производство и проведен критический анализ показателей, на основе которых рассчитан интегральный показатель экономического механизма (таблица 1).

Таблица 1 – Динамика интегрального показателя экономического механизма

Наименование показателей	Значения показателей по годам			
	2007	2008	2009	2010
Объем продаж (оборот), млн. руб.	3139	2847,1	3203,3	3533,0
Темп роста (снижения) оборота к 2007 г, %	-	90,7	102,1	112,4
Прибыль чистая, млн. руб.	209,5	209,1	315,9	381,7
Темп роста (снижения) чистой прибыли к 2007 г, %	-	99,8	150,8	182,2
Рентабельность активов, %	10,3	10,1	14,2	14,8
Темп роста рентабельности активов к 2007 г, %	-	98,1	137,9	143,7
Интегральный показатель экономического механизма	1,25	0,94	1,46	1,71

В мировой практике принимаются отклонения фактических значений показателей от плановых (нормативных) в следующих пределах: до 10 % – это устойчивое финансовое состояние предприятия, до 20 % – предкризисное, 20 % и более – кризисное.

Объектом диагностики являются элементы финансовой деятельности предприятия. Анализ информации о финансовой деятельности предприятия выявил положительные и отрицательные её стороны (таблица 2). Фактические отклонения интегрального показателя экономического механизма от базовых показателей 2007 г. составили: – 24,8 % (2008 г.), + 16,8 % (2009 г.), + 36,8 % (2010 г.). Такие отклонения соответствуют в 2008 г. кризисному состоянию и бескризисному в 2009 – 2010 гг. Следовательно, при отклонении фактического интегрального показателя от базового значения более чем на 10 % свидетельствует, что система антикризисного управления предприятием приняла меры в 2009 – 2010 гг. по финансовому оздоровлению и выходу его из кризисного состояния.

Таблица 2 – Оценка степени кризисного состояния предприятия

Наименование показателей		Степень кризисного состояния			
		бескризисное		предкризисное	кризисное
		2009	2010		
Отклонения фактического значения $K_{инт}$, %	норма	до 10		10-19	> 20
	факт	+ 16,8	+ 36,8	-	- 24,8
Экономический рост	норма	> 1		= 1	< 1
Фактическое соотношение темпов роста прибыли, объемов продаж, рентабельности активов	$T_{пр}$	1,508	1,820	-	0,998
	$T_{вр}$	1,021	1,124	-	0,907
	$T_{ак}$	1,379	1,437	-	0,981
Платежеспособность	норма	≥ 1		< 1,1	< 1,1
	факт	1,13	1,35	-	0,92

Кроме этого, проанализировано соотношение между темпами роста прибыли, выручки и рентабельности активов (2). Неравенство темпа роста прибыли $T_{пр}^{2008} < 1$ свидетельствует о том, что произошло снижение экономического потенциала предприятия. Но в 2009 – 2010 гг. наблюдается его рост, так как темпы роста прибыли больше единицы (соответственно 1,508 и 1,822).

Неравенство темпа роста объема продаж в 2008 г. также меньше единицы, что указывает на снижение отдачи активов, замедление их оборачиваемости. В 2009 – 2010 гг. происходит ускорение оборачиваемости активов за счет повышения их отдачи (соответственно 1,021 и 1,124).

Неравенство темпа роста рентабельности активов в 2008 г. меньше единицы показывает о снижающихся темпах роста прибыли за счет увеличения издержек. В 2009 – 2010 гг. наблюдается опережение темпов роста прибыли за счет сокращения издержек (1,379 и 1,437). Общая оценка степени кризисного состояния предприятия в зависимости от уровня трех обобщен-

ных показателей экономического механизма сведены в таблицу 2.

Таким образом, эффективность диагностики элементов финансовой деятельности выше тогда, когда определена следующая последовательность этапов его выполнения:

- установление принадлежности предприятия к определенной группе;
- выявление отличий диагностированного предприятия от сравнения его фактических показателей с базовыми;
- определение допустимых отклонений от базовых показателей;
- разработка методики формирования норм в качестве базовых показателей.

Использование экономического механизма антикризисного управления и разработанных ранее авторами * нормативных моделей платежеспособности позволят предприятиям удерживаться в безрисковом состоянии и своевременно принять меры по финансовому оздоровлению и выходу из предкризисного и кризисного состояния.

УДК 331.552

О СОВРЕМЕННОМ СОСТОЯНИИ СИСТЕМЫ КОРПОРАТИВНОЙ СОЦИАЛЬНОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ КОМПАНИЙ НА ПРИМЕРЕ ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Думова Л.В., Уманский А.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Под корпоративной социальной ответственностью (КСО) понимают добровольное принятие компанией обязательств по содействию общественному развитию в социальной, экономической и экологической сферах [1]. История появления и развития концепции КСО в Европе насчитывает уже практически 200 лет – от периода зарождения движения за защиту прав трудящихся в начале XIX века до этапа практической реализации КСО в начале XXI века. В России в силу особенностей исторического развития система КСО находится только на начальной стадии формирования. Переход от периода первоначального накопления капитала 90-х гг. к устойчивому развитию обусловил стремление крупных компаний к повышению социальной ответственности бизнеса. При этом в наибольшей степени данная тенденция характерна для транснациональных компаний, в том числе и металлургического сектора. В то же время следует отметить, что реальное состояние системы КСО во многих случаях далеко от уровня, декларируемого в средствах

* Валишевская Л.Г., Мусатова А.И. Эффективность ситуационного управления доходностью предприятия // Изв. вузов. Чёрная металлургия. - 2010. - № 10. - С. 43 – 48.

массовой информации. Обнародование отдельных данных о размерах социальных выплат, затратах на обучение персонала и улучшение экологической обстановки не позволяет составить объективную картину в отрыве от общей экономической ситуации в компании. Также зачастую декларативный характер носят принятые в рамках компаний кодексы корпоративного управления и иные документы, определяющие направления реализации социальных программ.

В настоящее время существует ряд документов, регламентирующих порядок составления отчетности в области КСО. На международном уровне наибольшее распространение получила «Глобальная инициатива по отчетности в области устойчивого развития» (GRI).

На основе международных систем нефинансовой отчетности, а также рамочных документов об общих этических принципах деловой практики, Российским союзом промышленников и предпринимателей была разработана «Социальная хартия российского бизнеса» [2]. Этот документ, адаптированный к российским условиям, может быть использован для выработки корпоративных стратегий и как основа при постановке целей отчетности. Все это позволяет формировать эффективную систему управления корпоративной отчетностью с начального уровня.

В основу «Социальной хартии российского бизнеса» заложены принципы устойчивого развития. Считается, что стабильно и успешно работать и развиваться может компания, которая ведет постоянную работу в каждой из следующих областей:

- экономическая и финансовая устойчивость, корпоративное управление, взаимодействие с источниками капитала;
- трудовые права, отношения с работниками, здоровье и безопасность на рабочем месте;
- качество продукции, взаимоотношения с потребителями и поставщиками;
- экологическая безопасность;
- права человека;
- взаимодействие с местными сообществами;
- взаимодействие с властью.

Таким образом, работу в области социальной ответственности можно разделить на две составляющие: внутриорганизационные мероприятия и мероприятия, обусловленные взаимодействием с внешними заинтересованными сторонами.

При этом эффективность второй составляющей напрямую зависит от успехов, которые достигнуты на первом уровне.

Поэтому, первым этапом анализа уровня социальной ответственности является исследование внутренней среды организации.

Для оценки текущего состояния КСО в металлургии проведен анализ показателей деятельности ОАО «ЗСМК» в 2006 – 2010 гг. (с 01.07.2011 г. в результате объединения с ОАО «НКМК» комбинат переименован в ОАО

«ЕВРАЗ ЗСМК»), входящего в состав международной горно-металлургической корпорации ООО «ЕразХолдинг». ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» является крупнейшим за Уралом металлургическим комбинатом, на долю которого приходится порядка 10 % от общероссийского производства стального проката. Деятельность ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» в области КСО регламентирована следующими основными документами, утвержденными Советом директоров ООО «ЕвразХолдинг»: «Кодекс корпоративного управления», «Политика раскрытия информации», «Основные направления социальных инвестиций».

С целью оценки фактической степени социальной защищенности работников и уровня инвестиций в развитие кадрового потенциала проанализирована динамика изменения за период с 2006 по 2010 г. таких показателей, как расходы на социальные программы, заработная плата работников, численность персонала, количество прошедших обучение и переподготовку работников. Источниками данных для проведения анализа послужили годовые отчеты за указанный период [3 – 7], публикуемые на официальном сайте для открытого доступа.

По полученным в ходе анализа данным (таблица 1, рисунок 1) максимальных значений в абсолютном выражении расходы на социальные программы достигли в 2007 – 2008 гг. (392,8 и 393,3 млн. руб. соответственно), при этом увеличение расходов относительно 2006г. составило порядка 40 %. В 2009 г. отмечено значительное снижение социальных расходов (на 43,6 % относительно 2008 г.), а в 2010 г. имел место незначительный рост расходов на социальные программы (на 15,3 %).

Таблица 1 – Изменение затрат на социальные программы

Показатель	Период				
	2006 г.	2007 г.	2008 г.	2009 г.	2010 г.
Социальные расходы, млн. руб.	281,4	392,8	393,3	222,2	256,1
Прирост к предыдущему периоду, %	-	+ 39,6	+ 0,1	- 43,5	+ 15,3
Среднесписочная численность работающих, чел.	24 657	22 615	17 266	15 394	11 906
Социальные затраты на одного работающего, руб./год	11411	17368	22777	14434	21 510
Прирост к предыдущему периоду, %	-	+ 52,2	+ 31,1	- 36,6	+ 49,0

Динамика изменения социальных расходов в пересчете на одного работающего повторяет динамику изменения расходов в абсолютном выражении, однако при этом, как увеличение, так и снижение расходов в относительном выражении имеет более выраженный характер за счет ежегодного сокращения численности работающих на всем протяжении рассматриваемого периода. Также следует обратить внимание на незначительную величину социальных расходов в пересчете на одного работающего в денежном выражении: максимальные значения за рассматриваемый период, достигнутые в 2008 г., составили 22777 руб./год или 1898 руб./мес.

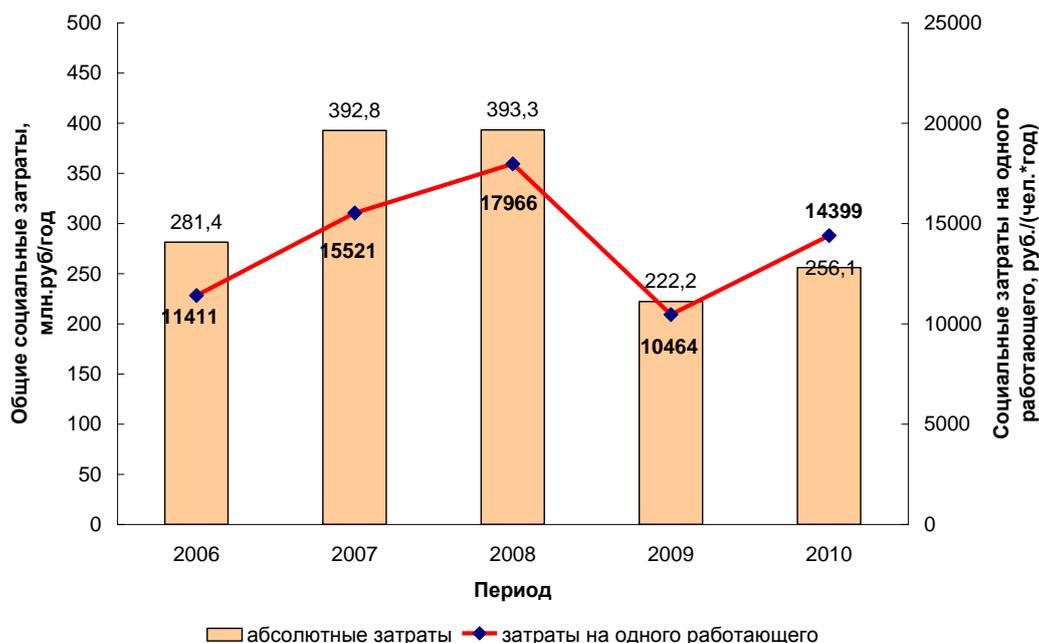


Рисунок 1 – Динамика изменения затрат на социальные программы

В отношении заработной платы можно отметить, что в рассматриваемый период за исключением 2009 г. наблюдалось увеличение номинальной заработной платы (таблица 2, рисунок 2): в 2007 г. – на 14,8 %, в 2008 г. – на 22,5 % и в 2010 г. – на 19,7 %.

При этом реальная заработная плата (с учетом инфляции) выросла на значительно меньшую величину: 2,5 %, 8,1 % и 10,5 % в 2007 г., 2008 г. и в 2010 г. соответственно.

Таблица 2 – Динамика изменения среднемесячной заработной платы

Показатель	Период				
	2006 г.	2007 г.	2008 г.	2009 г.	9 мес. 2010 г.
Номинальная средняя заработная плата работающего, руб./мес.	14352	16469	20170	19921	23849
Прирост к предыдущему периоду, %	-	+ 14,8	+ 22,5	- 1,2	+ 19,7
Уровень инфляции*, %	-	11,9	13,0	8,8	6,2
Реальная средняя заработная плата работающего (с учетом инфляции), руб./мес.	14352	14718	15909	14442	15964
Прирост к предыдущему периоду, %	-	+ 2,5	+ 8,1	- 9,2	+ 10,5
* по данным Росстата					

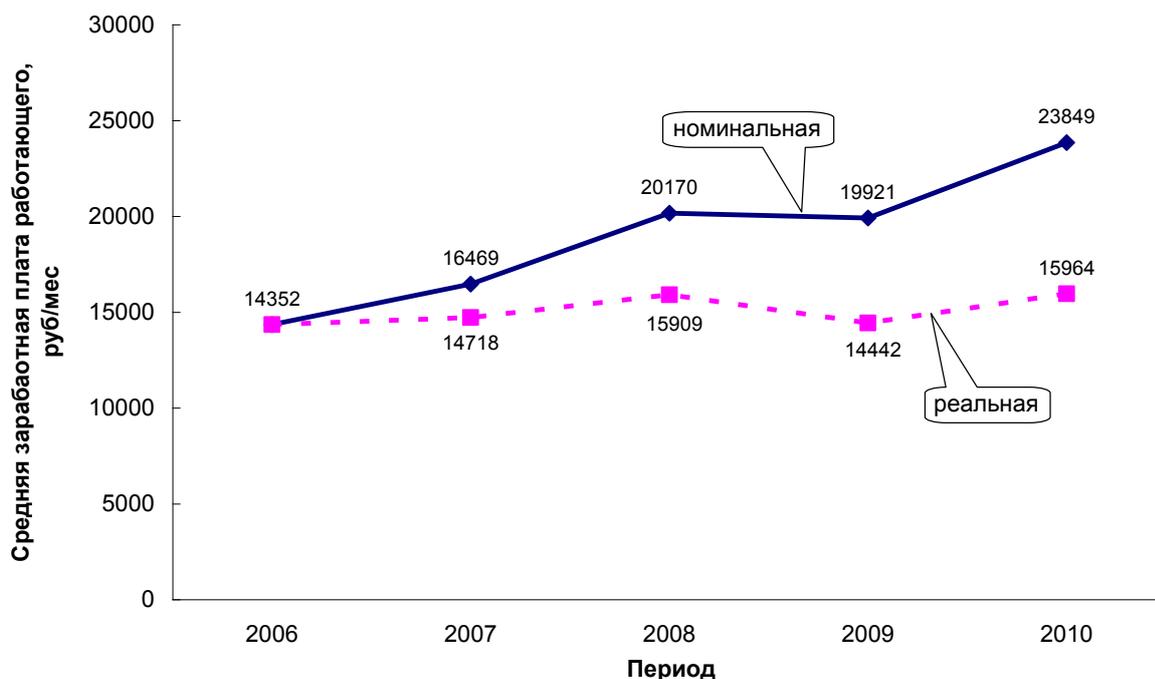


Рисунок 2 – Динамика изменения среднемесячной заработной платы

В целом за рассматриваемый период номинальная среднемесячная заработная плата работающего увеличилась на 66,2 % (с 14352 руб. до 23849 руб.), а реальная (с учетом инфляции) – на 11,2 % (с 14352 руб. до 15964 руб.). При анализе данных об изменении среднемесячной заработной платы необходимо учитывать уменьшение численности персонала, поскольку одной из провозглашаемых целей программ по оптимизации численности является именно рост заработной платы работников. Так в рассматриваемый период (с 2006 г. по 2010 г.) происходило ежегодное сокращение численности персонала (таблица 3, рисунок 3), которое накопительным итогом привело к уменьшению среднесписочной численности работающих в 2,1 раза (с 24657 чел. до 11906 чел.). При этом сокращение численности персонала коснулось всех категорий работников и наибольшее снижение численности отмечено для служащих (на 70,1 %).

Таблица 3 – Изменение среднесписочной численности персонала

Показатель	Период					Отклонение накопительным итогом
	2006 г.	2007 г.	2008 г.	2009 г.	2010 г.	
Среднесписочная численность работающих, чел.	24657	22615	17266	15394	11906	- 12751
Прирост к предыдущему периоду, %	-	- 8,3	- 23,7	- 10,8	- 22,7	- 51,7

Продолжение таблицы 3

Показатель	Период					Отклонение накопительным итогом
	2006 г.	2007 г.	2008 г.	2009 г.	2010 г.	
В том числе:						
Рабочих, чел.	19139	17524	13292	11870	9392	- 9747
Прирост к предыдущему периоду, %	-	- 8,4	- 24,1	- 10,7	- 20,9	- 50,9
Руководителей, чел.	2502	2316	1888	1729	1111	- 1391
Прирост к предыдущему периоду, %	-	-7,4	-18,5	- 8,4	- 35,7	- 55,6
Специалистов, чел.	2752	2503	1939	1666	1324	- 1428
Прирост к предыдущему периоду, %	-	-9,0	- 22,5	-14,1	- 20,5	- 51,9
Служащих, чел.	264	272	147	129	79	- 185
Прирост к предыдущему периоду, %	-	+ 3,0	- 46,0	- 12,2	- 38,8	- 70,1

Таким образом, можно констатировать, что темп роста заработной платы в номинальном и особенно в реальном выражении значительно отстает от темпов сокращения численности персонала.

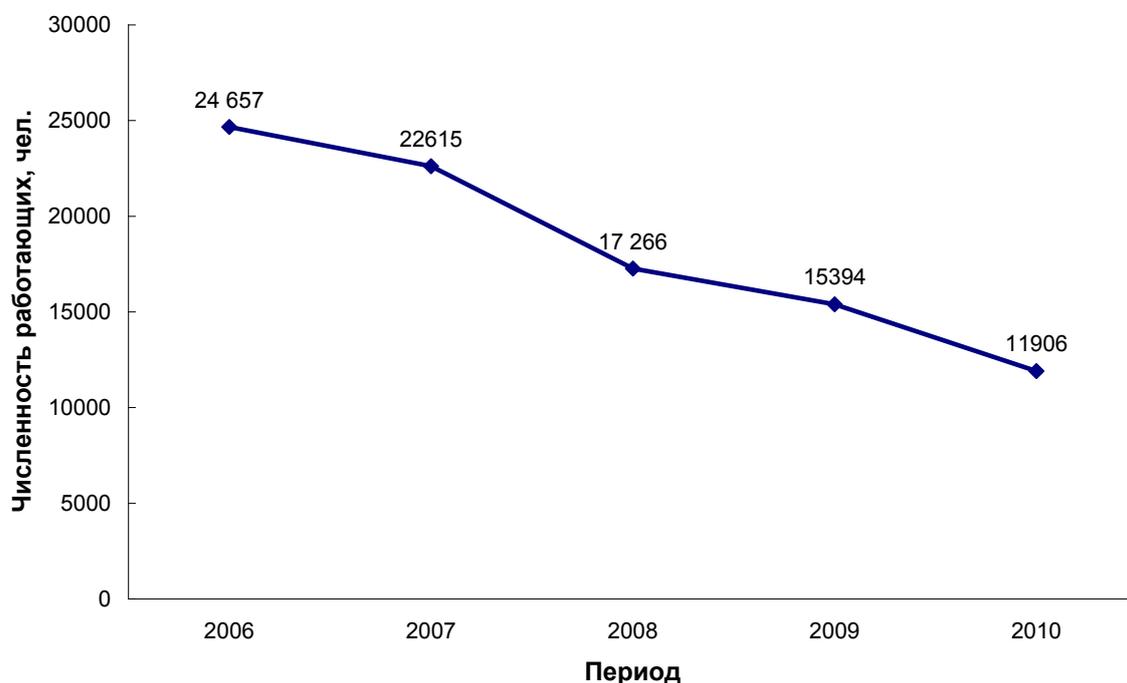


Рисунок 3 – Динамика изменения численности работающих

Рассматривая динамику изменения количества прошедших обучение и переподготовку работников можно констатировать, что на ОАО «ЗСМК»

начиная с 2007 г. происходило постоянное уменьшение их количества (таблица 4, рисунок 4) – в итоге в 2010 г. количество таких работников снизилось по отношению к уровню 2007 г. в 2,5 раза (с 14018 чел. до 5527 чел.). При этом, несмотря на активно проводимые мероприятия по оптимизации численности персонала также уменьшалась и доля прошедших переподготовку и обучение работников от общего числа работающих – в 2008 г., 2009 г. и 2010 г. их доля снизилась на 1,8 %, 11,8 % и 2,0 % соответственно.

Таблица 4 – Изменение показателей обучения и переподготовки персонала

Показатель	Период				
	2006 г.	2007 г.	2008 г.	2009 г.	2010 г.
Количество прошедших обучение и переподготовку работников, чел.	12783	14018	10393	7449	5527
Прирост к предыдущему периоду, %	-	9,7	- 25,9	- 28,3	- 25,8
Среднесписочная численность работающих, чел.	24657	22615	17266	15394	11906
Доля прошедших обучение и переподготовку работников, %	51,8	62,0	60,2	48,4	46,4
Прирост к предыдущему периоду, %	-	+ 10,1	- 1,8	- 11,8	-2,0

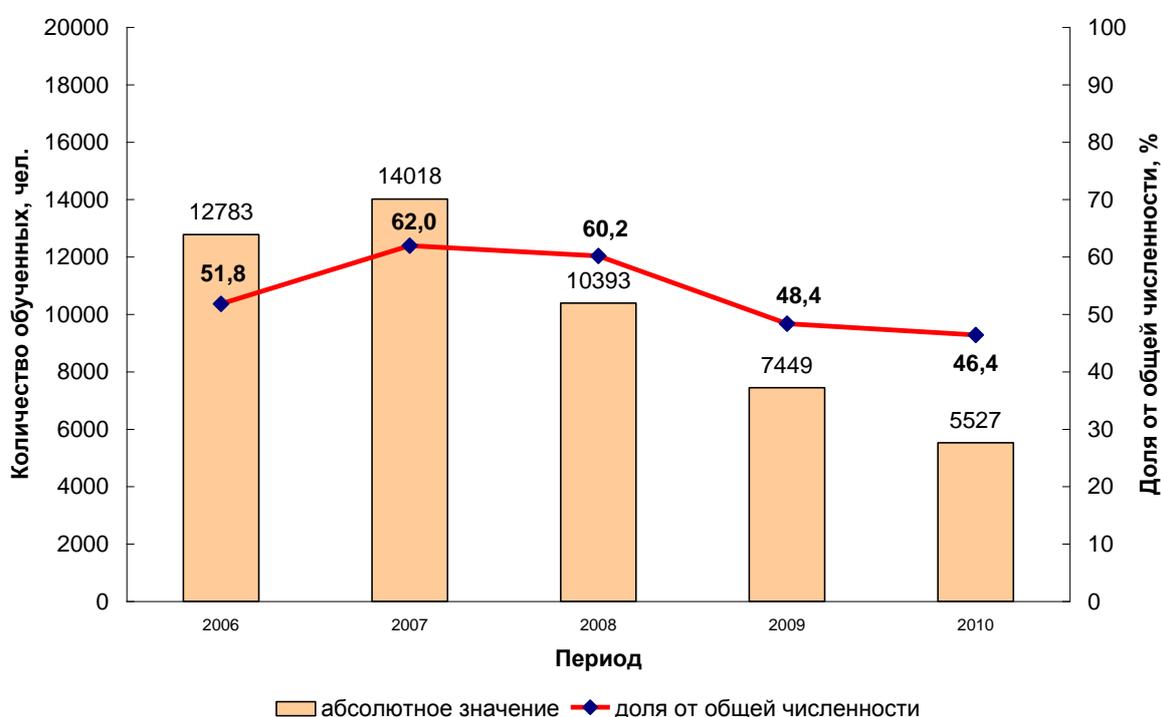


Рисунок 4 – Изменение показателей обучения и переподготовки персонала

Таким образом, на основании проведенного анализа можно сделать вывод, что менеджментом предприятия недооценивается значимость таких

аспектов деятельности в области КСО, как создание привлекательных рабочих мест и инвестиции в развитие человеческого потенциала, несмотря на то, что для эффективной деятельности предприятия в области КСО существует достаточная нормативная база.

Библиографический список

1. Вышегородский Д. Корпоративная социальная ответственность: перспективы развития / Д. Вышегородский // Уральский рынок металлов – 2004. – №7 (80). – С. 43-47.
2. Социальная хартия российского бизнеса (разработана Российским союзом промышленников и предпринимателей (работодателей) и одобрена XIV съездом 14 ноября 2004 г.)
3. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Западно-Сибирский металлургический комбинат» за 2006 год – Новокузнецк, 2007.
4. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Западно-Сибирский металлургический комбинат» за 2007 год – Новокузнецк, 2008.
5. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Западно-Сибирский металлургический комбинат» за 2008 год – Новокузнецк, 2009.
6. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Западно-Сибирский металлургический комбинат» за 2009 год – Новокузнецк, 2010.
7. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Западно-Сибирский металлургический комбинат» за 2010 год – Новокузнецк, 2011.

УДК 331.36

ПРОБЛЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ УСКОРЕНИЯ ПЛАТЕЖНОГО ОБОРОТА ПРЕДПРИЯТИЯ

ВАЛИШЕВСКАЯ Л.Г., МУСАТОВА А.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

С целью эффективного управления процессом ускорения платежного оборота необходимо использовать для прогноза нормативы длительности финансового цикла. В настоящее время отсутствует единая методология оценки длительности финансового цикла, поэтому возникает проблема формирования отдельных его составляющих. *Финансовый цикл* представляет собой разрыв между сроком платежа по своим обязательствам перед поставщиками и получением денег от покупателей.

Финансовый цикл (цикл денежного оборота) предприятия можно выразить как функцию от ряда взаимосвязанных факторов:

$$\text{ФЦ} = f(\text{Ц}_{\text{нз}}; \text{Ц}_{\text{пп}}; \text{Ц}_{\text{гп}}; \text{Ц}_{\text{дз}}; \text{Ц}_{\text{кз}}), \text{ч(сут)},$$

где $\text{Ц}_{\text{нз}}$ – цикл хранения производственных запасов;

$\text{Ц}_{\text{пп}}$ – цикл процесса производства (производственный цикл);

C_{zn} – цикл хранения готовой продукции на складе и ее продажа;

$C_{дз}$ – цикл процесса погашения дебиторской задолженности (получение платежа от покупателей);

$C_{кз}$ – цикл процесса погашения кредиторской задолженности.

Формирование финансового цикла осуществляется с учетом производственно-коммерческого цикла (ПКЦ) и операционного цикла (ОПЦ) следующим образом:

$$\text{ПКЦ} = C_{пз} + C_{пп} + C_{гп}; \quad \text{ОПЦ} = \text{ПКЦ} + C_{дз}; \quad \text{ФЦ} = \text{ОПЦ} - C_{кз}.$$

В процессе управления оборотными активами в рамках операционного цикла выделяют две его составляющие производственно-коммерческий цикл и цикл погашения дебиторской задолженности, между которыми существует тесная связь. Конкретные особенности формирования операционного цикла оказывают большое влияние на ускорение платежного оборота.

Операционный цикл характеризует промежуток времени между приобретением производственных запасов и получением денежных средств от реализации произведенной из них продукции. Важнейшей характеристикой операционного цикла, существенно влияющей на объем, структуру и эффективность использования оборотных активов, является его продолжительность. Наиболее значимой частью операционного цикла является средний период оборота текущей дебиторской задолженности.

В условиях рыночной экономики *дебиторская задолженность* на промышленных предприятиях составляет до 80 – 85 %. Современный этап экономического развития характеризуется замедлением платежного оборота, вызывающий рост дебиторской задолженности предприятия. Поэтому эффективное управление дебиторской задолженностью должно быть направлено на оптимизацию общего ее размера и обеспечение своевременного возврата долга на основе создания базы нормативных и расчетных значений, составляющих элементов длительности операционного цикла.

На продолжительность финансового цикла предприятия оказывает существенное влияние средний период погашения задолженности поставщикам, то есть оборота текущей *кредиторской задолженности*, замедление оборачиваемости которой сокращает финансовый цикл, что в динамике является положительной тенденцией. Это сокращение возможно за счет ускорения процесса производства и продажи готовой продукции, ускорения оборачиваемости дебиторской задолженности и замедления оборачиваемости кредиторской задолженности.

Необходимо отметить следующие условия:

– если финансовый цикл имеет отрицательное значение, то есть продолжительность операционного цикла (период, в течение которого будут осуществлены затраты и получена выручка от покупателей) меньше нормативного периода погашения кредиторской задолженности, то предприятие является платежеспособным при положительной рентабельности затрат;

– если финансовый цикл имеет положительное значение, то рента-

бельность затрат должна быть не меньше относительной продолжительности финансового цикла, чтобы предприятие было платежеспособным по текущим затратам за счет деятельности, в которую вкладываются эти затраты.

Выполнение этого условия гарантирует полную платежеспособность по задолженности за счет только средств, полученных от соответствующих затрат, с которыми связана эта задолженность.

Для решения проблемы обоснованности отдельных составляющих финансового цикла предлагается моделировать процесс нормирования каждого элемента на основе комплексного подхода с использованием различных методов их оценки, учитывая вариантность способов расчетов, их состояния и ситуационность производственных условий.

На предприятиях с большим объемом оборотных средств разрабатывается самостоятельная политика управления операционным циклом по отдельным его группам. В разрезе каждой из этих групп политика управления ими конкретизируется и подчиняется общей политике управления оборотными средствами предприятия.

Для определения нормативов на текущие запасы по основным группам и общей сумме запасов товарно-материальных ценностей применяется *нормативный подход* с использованием методов оптимизации затрат по критерию минимально допустимых запасов.

Для определения нормативной длительности производственного цикла предлагается применять *нормативно-тактовый подход* на основе моделирования производственных операций и процессов по шагам (тактам работы агрегатов) [1].

Для оценки стоимости дебиторской задолженности применяются следующие подходы и их сочетания:

– *доходный подход*, основной для оценки рыночной стоимости дебиторской задолженности, по каждой из которой можно точно установить срок и сумму погашения, исходя из условия, что стоимость непрерывно связана с текущей стоимостью всех будущих чистых доходов, которые принесет данный объект;

– *сравнительный подход* базируется на рыночной информации, учитывает текущие действия продавца и покупателя, использует информацию вторичного рынка, где котируются аналогичные инструменты;

– *затратный подход* предполагает, что все активы предприятия (здания, машины, оборудование, запасы, дебиторская задолженность, финансовые вложения) оценивается по стоимости их создания на дату оценки, то есть стоимость дебиторской задолженности – это затраты на создание аналогичной партии товара по действующим ценам;

– *комбинированный подход* учитывает период, в течение которого происходит образование дебиторской задолженности, сохранение ее в балансе в качестве актива, погашение денежными средствами, либо ликвидация.

Деловую активность и платежный оборот предприятия характеризует соотношение дебиторской и кредиторской задолженности. Если дебиторская

задолженность превышает кредиторскую, то это расценивается как свидетельство наращивания оборота и не считается тревожным сигналом. В случае опережения темпа прироста кредиторской задолженности над темпами прироста дебиторской задолженности – это ведет к дефициту платежных средств за счет низкой скорости обращения дебиторской задолженности по сравнению с кредиторской. Следует отметить, что ускорение оборачиваемости кредиторской задолженности (уменьшение остатков в балансе) сопровождается оттоком денежных средств. И наоборот, увеличение периода погашения краткосрочных обязательств (увеличение остатков кредиторской задолженности) связаны с притоком денежных средств.

Одним из условий финансового благополучия предприятия является приток денежных средств. Однако чрезмерная величина денежных средств говорит о том, что предприятие реально терпит убытки, связанные с упущенной возможностью их выгодного размещения.

На ускорение платежного оборота предприятия оказывает влияние длительность производственно-коммерческого цикла. При его определении предлагается вводить в расчет следующие значения (рисунок 1):

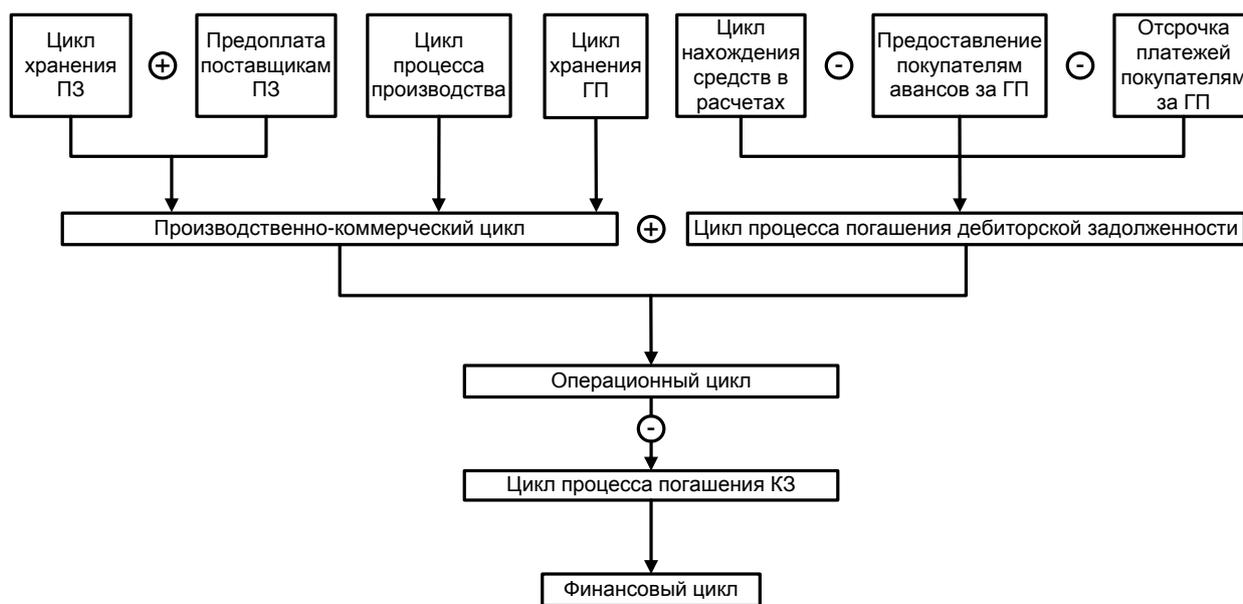


Рисунок 1 – Уточненная схема формирования финансово-хозяйственных циклов предприятия

а) скорректированную величину пребывания средств в авансах, вследствие расчетов с поставщиками на условиях предоплаты;

б) сокращенный период нахождения средств в расчетах при предоставлении покупателями авансов, так как ускорение расчетов с покупателями зависит от соотношения суммы средств, полученных от покупателей на условиях предоплаты и общего объема выручки от реализации.

При определении уточненной величины длительности финансового

цикла необходимо рассматривать следующие возможные ситуации: поступление производственных запасов без предварительного аванса и на условиях предварительного аванса поставщикам; продажа готовой продукции без предварительной оплаты покупателям и на условиях предварительной оплаты; продажа готовой продукции без предоставления отсрочки платежей и с учетом одновременного проведения предоплаты денежных средств одними покупателями и предоставление отсрочки платежей другим покупателям; совокупность использование одновременно всех условий.

Длительность финансового цикла зависит как от внешних факторов (ситуаций на рынках сбыта и закупок, системы налогообложения, форм финансирования), так и от управленческих решений (активности и профессионализма менеджеров). Оптимизация финансового цикла одна из главных целей деятельности финансовых служб организации.

Таким образом, пути сокращения финансового цикла связаны с сокращением производственного цикла, уменьшением времени оборота дебиторской задолженности, увеличением времени оборота кредиторской задолженности и в совокупности все это оказывает влияние на ускорение платежного оборота предприятия.

УДК 378.126.08

МЕХАНИЗМЫ СТИМУЛИРОВАНИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ К ИСПОЛЬЗОВАНИЮ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ

СТЕПАНОВ И.Г., РОГАЧЕВА М.А.

*Новокузнецкий филиал-институт
Кемеровского государственного университета
г. Новокузнецк*

В настоящее время на федеральном уровне механизмы стимулирования предприятий к использованию экологически чистых, щадящих технологий, технологий переработки промышленных отходов практически не разработаны. Однако в условиях достаточно напряженной экологической обстановки в области региональными и местным властями необходимо предпринимать шаги по созданию условий для внедрения новых технологий в производства.

Методами стимулирования, направленными на поощрение предприятий, занимающихся переработкой техногенных отходов, могут быть:

– установление льгот по налогам и сборам, например: освобождение от уплаты налога на имущество организаций, снижение налоговой ставки по налогу на прибыль организаций, подлежащего зачислению в областной бюджет (возможно снижение с 17,5 до 13 процентов);

– изменение срока уплаты налогов и сборов в форме отсрочки, рассрочки, инвестиционного налогового кредита в соответствии с налоговым

законодательством Российской Федерации и Кемеровской области;

- предоставление государственных гарантий в качестве обеспечения исполнения обязательств предприятия по банковским кредитам, привлекаемым в процессе реализации инновационных программ и проектов по переработке техногенных отходов;

- предоставление за счет средств областного бюджета субсидий для компенсации части процентной ставки по банковским кредитам;

- создание специализированных объединений предприятий и организаций региона (таких как «Кузбасская ассоциация переработчиков отходов», «Кузбасский технопарк»), в целях предоставления возможности предприятиям обмениваться опытом и совместно производить необходимые разработки в области переработки техногенных отходов. Необходимо сотрудничество организаций и властей в области разработки и внедрения высоких технологий в природопользовании, разработки и внедрения технологий производства, использования и обработки новых функциональных и конструкционных материалов, вторичных энергоресурсов, отходов производства, энерго-, ресурсо- и материалосбережения;

- предоставление информации об имеющихся отходах: их видах, количестве, местах расположения; существующих технологиях и оборудовании по их переработке;

- оказание бесплатных консультационных услуг в области создания предприятий или направлений производства, специализирующихся на переработке отходов, помощь в лицензировании данной деятельности, расчете эффективности.

Помимо мер поощрения необходимо применять и меры наказания за загрязнение окружающей среды и пассивную политику в области использования экологически чистых технологий, технологий переработки отходов. Для усиления ответственности производителя за утилизацию произведенных отходов можно применять следующие методы стимулирования:

- наложение штрафов, увеличение налоговой ставки, снижение лимитов на размещение отходов при нежелании промышленного предприятия внедрять экологически чистые, малоотходные и безотходные технологии (т.е. в случае отсутствия на предприятии системы управления отходами, плана переработки или обезвреживания отходов). Увеличить экологические платежи так, чтобы их размер был соизмерим с размером необходимых капитальных затрат на внедрение технологий переработки отходов;

- лишение права собственности предприятия на земли, выделенные под отвалы, со всеми расположенными на них ресурсами, в руки муниципалитета, при бездейственности предприятия-собственника этих земель по их обезвреживанию и переработке. В последующем эти ресурсы на конкурсной основе будут передаваться предприятиям-переработчикам;

- установление норм, в соответствии с которыми предприятия будут обязаны определенных процент своей продукции производить из вторресурсов (например, в строительной отрасли).

В целях создания условий для применения данных методов в форме механизма стимулирования предприятий к использованию технологий переработки отходов представляется целесообразным:

– разграничить полномочия и ответственность федеральных органов исполнительной власти, субъектов Российской Федерации и органов муниципального управления в области нормирования деятельности по обращению с отходами, установлению и наложению штрафов, предоставлению льгот;

– определить источники финансовых средств, используемых для поддержки предприятий, развития отрасли переработки отходов;

– установить порядок внесения экологических платежей и распределение полученных финансовых средств так, чтобы эти средства оставались в населенном пункте, где наносится экологический вред, и использовались для нейтрализации или смягчения данного вреда;

– разработать концепцию развития рынка вторичных ресурсов, образующихся в промышленном производстве, сформировать реестр отходов и разместить в свободном доступе информацию об имеющихся на рынке вторресурсах;

– сформировать банк данных о производителях отечественной техники и отечественных технологиях по переработке отходов и использованию вторичного сырья для информирования потенциальных потребителей, субъектов малого и среднего бизнеса, а также инвесторов.

Данные механизмы стимулирования должны подтолкнуть предприятия к использованию экологически чистых технологий, технологий переработки отходов, что в свою очередь существенно повлияет на экологию промышленных городов и регионов в целом.

УДК 330.322

ОПТИМИЗАЦИЯ И РАЦИОНИРОВАНИЕ ИНВЕСТИЦИОННЫХ ПРОЕКТОВ

Зайнутдинов Х.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Проблема оптимизации возникает в случае, когда из совокупности проектов (инвестиционный портфель), находящихся на рассмотрении у некоторого инвестора, принимающего решение о реализации нескольких из этих проектов или об участии в их реализации, необходимо оценить и отобрать наиболее эффективные. Из выбранных наиболее оптимальных инвестиционных проектов формируется инвестиционная программа (один и более проектов).

Если инвестиционная программа образована несколькими проектами,

необходимо в ее проблему положить следующий важнейший принцип – принцип единства программы: после того как программа сформирована, она рассматривается как единое целое, как один инвестиционный проект. Оценка эффективности программы производится на основе тех же методических принципов и правил, как оценка эффективности проектов.

Следующий важный принцип, который должен применяться при оптимизации проектов: затраты и результаты по всем проектам программы и по программе в целом должны быть сопоставимы.

Отметим, что выбор оптимальных проектов существенно усложняется, если проекты предполагают наличие многих участников. В этом случае отобранные проекты должны отвечать интересам всех участников. Поэтому задачу выбора оптимальных проектов сначала решает каждый участник на основе своих интересов, но если полученные разными участниками решения не совпадают, возникает проблема согласования проектов.

Проблема рационального использования капитала возникает в условиях жестко ограниченного объема доступных инвестиций, когда приходится отвергать даже те инвестиционные проекты, которые обладают положительной величиной ЧДД (чистого дисконтированного дохода).

Работая в условиях рационального использования капитала предприятие решает задачу наиболее выгодного использования временно ограниченных денежных ресурсов ради максимизации своей будущей ценности – настолько, насколько это позволяет масштаб этих ресурсов. Другими словами, к концу периода рационального использования капитала необходимо добиться столь высокой будущей ценности предприятия, насколько это возможно при столь ограниченных ресурсах.

Ситуация краткосрочного дефицита средств возникает в том случае, когда есть основания полагать, что средства не инвестированные предприятием в рамках рассматриваемого набора инвестированных проектов, можно тем не менее вложить в иной сфере с доходностью, по крайней мере, не ниже стоимости капитала для самого предприятия. Другими словами, краткосрочный дефицит имеет место тогда, когда менеджеры предприятия не опасаются необходимости резервировать инвестированные средства в предвидении сохранения дефицитности инвестиционных ресурсов и в будущем.

$$W = (N_t - N_i)(1 + E) + \sum_{i=1}^n \frac{ДП_t}{(1 + E)^t}$$

где W – общая величина выгоды (прирост ценности), которую получит предприятие в конце периода рационального использования капитала за счет использования всех имеющихся у него инвестиционных ресурсов;

N_t – общая сумма инвестиционных ресурсов, которыми располагает предприятие;

N_i – сумма инвестиций, направленных на финансирование собственных проектов предприятия;

$ДП_t$ – денежные поступления по собственным проектам предприятия, профинансированным за счет имевшихся у него инвестиционных ресурсов (N_i);

E – норма дисконта, определенная как стоимость капитала, которым располагает предприятие;

n – число лет, в течение которых предприятие будет иметь денежные поступления по собственным проектам, профинансированным за счет имевшихся у него инвестиционных ресурсов.

Выбор инвестиционных проектов при долгосрочном дефиците средств.

В данном случае возникает необходимость прогнозировать на несколько лет вперед возможную доходность инвестиций при их размещении на свободном рынке. Особенно трудно это сделать в условиях инфляции и нестабильности экономического развития. Наиболее приемлемый выход – использование некоторого диапазона возможных в будущем уровней доходности, чтобы принимать решения с достаточно высокой степенью надежности. Сама же постановка задачи при расчетах остается той же, что и при действиях в условиях краткосрочного дефицита средств, – максимизация ценности предприятия к концу периода рационирования капитала. Расчет производится по следующей формуле:

$$TW = \sum_{t=1}^c ДП_t (1 + R_t)^{c-1} + \sum_{t=c+1}^n \frac{ДП_t}{(1 + E)^{t-c}} - N_0 (1 + R_0)^c,$$

где TW – прирост суммы инвестиционных ресурсов к концу периода рационирования капитала;

$ДП_t$ – денежные поступления в году t ;

R_0, R_t – уровень доходности, с которым средства, имеющиеся в распоряжении предприятия, соответственно, в начальном году периода рационирования капитала и в году t , могут быть реинвестированы на срок, оставшийся до конца этого периода;

E – норма дисконта, определяющая как стоимость капитала или минимально приемлемый уровень доходности его инвестирования;

N_0 – первоначальные инвестиции;

c – число периодов времени (лет), в течение которых предприятие может быть вынуждено сталкиваться с рационированием капитала;

n – число периодов времени (лет) до конца срока реализации инвестиционного проекта.

Для выбора инвестиционных проектов в условиях рационирования капитала может применяться также и показатель ВНД (внутренняя норма доходности) при условии следующих допущений:

- крайность не составляет серьезной проблемы;
- рационирование капитала сохранится на протяжении всего срока жизни инвестиционных проектов;
- ставка доходности при реинвестировании (R) отвечает следующим

условиям:

- будет неизменна для всех периодов;
- будет выше маржинальной стоимости капитала (включая даже самые дорогие его составляющие).

УДК 628.474.76

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГРАВИТАЦИОННЫХ МЕТОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ ОТХОДОВ ИЗ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ ОАО «ЗСМК»

Зоря В.Н., Волынкина Е.П.

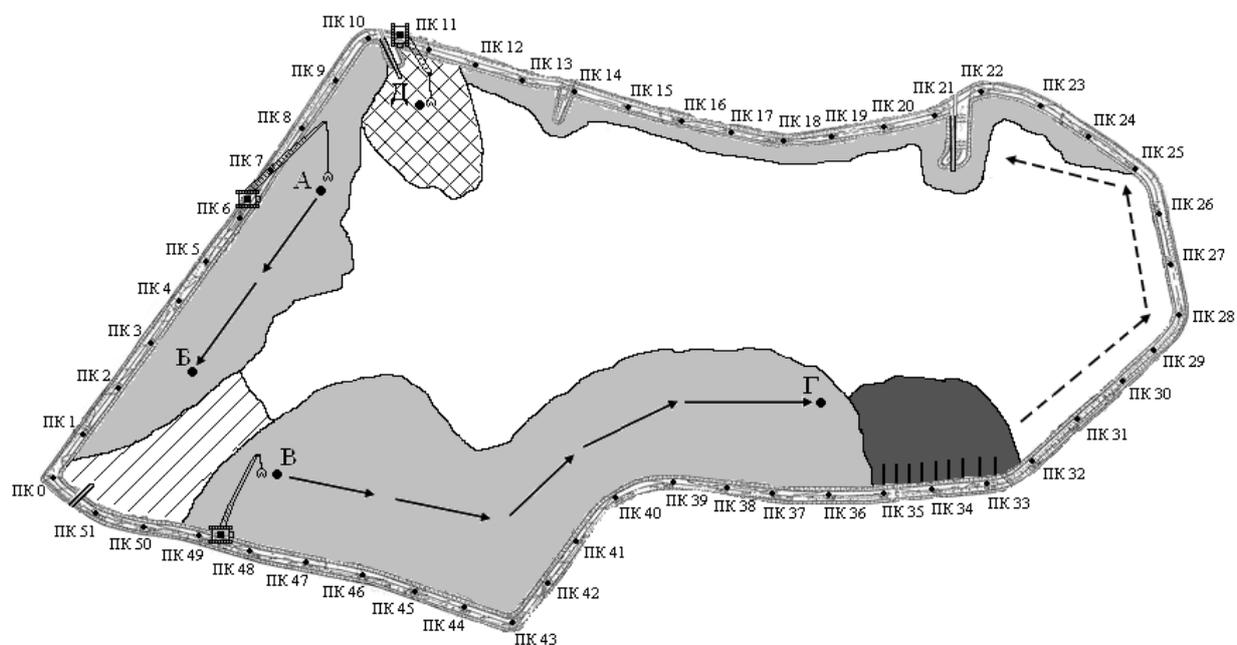
*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Шламонакопитель ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» является комплексным техногенным образованием, на территории которого с 1964 г. размещаются отходы различного происхождения, существенно различающиеся по химическому, минералогическому и гранулометрическому составу, плотности и другим свойствам. Общая площадь шламонакопителя составляет 285 га, высота ограждающей дамбы – 40 м. Ежегодно в шламонакопитель гидротранспортом направляется около 2 млн. т отходов. Основную часть отходов (75,8 %) составляют отходы углеобогащения (смесь породы отсадочных машин и хвостов флотации) углеобогатительной фабрики комбината и соседней ЦОФ «Кузнецкая», 20 % – золошлаковые отходы от сжигания углей на ТЭС и 3,6 % – железосодержащие шламы конвертерного, доменного и литейного цехов. В связи с окончанием срока эксплуатации в 2013 г. шламонакопитель из разряда действующих техногенных образований переходит в категорию перспективных техногенных месторождений с запасами свыше 80 млн. т железосодержащих, органических и инертных алюмосиликатных техногенных материалов. Поэтому актуальной является разработка технологии разделения накопленных отходов на пригодные для последующей переработки виды техногенного сырья.

На рисунке 1 представлена схема шламонакопителя, включающая намытые пляжи и предлагаемую схему выемки отходов с их территории.

Выемку отходов для последующей переработки целесообразно осуществлять с территории намытых пляжей в районе пикетов №№ 11-12 (железосодержащие шламы), №№ 1-10 и №№ 36-49 (отходы углеобогащения). Железосодержащие отходы при условии достаточно высокого содержания основного ценного компонента – железа являются ценным техногенным сырьем для черной металлургии, а отходы углеобогащения при достаточно высоком содержании органической части являются перспективным вторичным топливом. Однако полученное сырье и топливо будет иметь технологическую и рыночную ценность только при условии достаточно высокого каче-

ства, удовлетворяющего требованиям потенциальных потребителей. Поэтому важной технической задачей при разработке шламонакопителя является разделение смеси отходов углеобогащения и железосодержащих шламов с получением ценных товарных продуктов и выбор оптимального для условий шламонакопителя способа обогащения. Первоочередной задачей при этом является выделение из накопленной смеси отходов наиболее ценного железистого концентрата, т.е. обогащение отходов по железу.



- пляж, намывтый из шлака и золы ЗС ТЭЦ и флотохвостов ЦОФ «Кузнецкая»;
- ▨ пляж намывтый из отходов углеобогащения УОЦ «КХП» и ЦОФ «Кузнецкая»;
- область, намываемая из отходов углеобогащения в данный момент;
- пляж, намывтый из железосодержащих отходов;
- ▤ область, из которой следует начать выемку отходов;
- ▶ направление дальнейшей выемки отходов;
- ▶ направление дальнейшего намыва пляжей

Рисунок 1 – Схема шламонакопителя ОАО «ЗСМК»

Для разделения отходов обычно используют традиционные методы сепарации, используемые при обогащении природного сырья, наиболее распространенными из которых являются гравитационные и магнитные методы. При этом гравитационный метод широко используют при обогащении угля, руд и нерудных материалов. Гравитационные методы обогащения основаны на различиях в плотности и крупности разделяемых частиц, которые определяют скорость движения этих частиц в воде, тяжелых жидкостях или воздухе. Оптимальная крупность частиц при гравитационном обогащении составляет 0,5 – 10 мм, а минимальная разница в плотности минералов – около 1000 кг/м³.

В таблице 1 представлена характеристика основных видов отходов,

направляемых в шламонакопитель ОАО «ЗСМК».

Таблица 1 – Характеристика отходов шламонакопителя ОАО «ЗСМК»

Наименование отхода	Плотность, кг/м ³	Крупность частиц, мм	Химический состав, %
Отходы углеобогащения			
Порода отсасочных машин	2650	Менее 40 мм	SiO ₂ – 20–60; Al ₂ O ₃ – 4–18; CaO – 2–4; Fe ₂ O ₃ – 4–5; MgO – 0,8–1,7; MnO – 0,2; S – 0,4; P ₂ O ₅ – 0,07; п.п.п. – 10–30
Хвосты флотации	1600	Менее 3 мм	
Отходы от сжигания угля			
Шлак ТЭЦ	2000	Менее 40 мм	SiO ₂ – 56; Al ₂ O ₃ – 19; Fe ₂ O ₃ – 16; S – 0,01; CaO – 3; MgO – 0,7; MnO – 0,2; п.п.п. – 0–2
Золоунос	2200	Менее 85 мкм	
Железосодержащие отходы			
Доменные шламы	2700	Менее 1 мм	SiO ₂ – 6,4-7,0; CaO – 3,3-3,9; MgO – 2,0-2,0; Al ₂ O ₃ – 2,9-3,4; S – 0,2-0,5; Mn – 0,3-0,4; FeO – 7,6-9,7; Fe ₂ O ₃ – 41,8-60,0; P – 0,10-0,12; п.п.п. – 11,5-27,7
Конвертерные шламы	3500	Менее 3 мм	SiO ₂ – 1,5; CaO – 20,6; MgO – 0,36; Al ₂ O ₃ – 0,12; S – 0,2; Mn – 0,74; FeO – 4,69; Fe ₂ O ₃ – 53,7; P – 0,15; п.п.п. – 16,57

Приведенные данные показывают, что использование гравитационных методов сепарации целесообразно для разделения хвостов флотации углей и железосодержащих шламов, разница в плотности которых составляет 1100 – 1900 кг/м³, а крупность частиц – менее 1 – 3 мм. Эффективность применения методов гравитационной сепарации определяется коэффициентом равнопадаемости, который представляет собой отношение диаметра зерна лёгкого материала к диаметру зерна тяжёлого материала, при котором они падают одновременно при данных условиях свободного падения. Коэффициент равнопадаемости рассчитывается по формуле [1]:

$$\hat{E}_\delta = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\rho_2 - \rho_n}{\rho_1 - \rho_n},$$

где d_1, d_2 – размер легких и тяжелых частиц соответственно, имеющих одинаковую гидравлическую крупность (скорость падения);

ρ_1 и ρ_2 – плотность легких и тяжелых частиц;

ρ_c – плотность среды.

Для успешного проведения гравитационной сепарации необходимо, чтобы $K_p > 2$. При этом для эффективного гравитационного обогащения по-

лезных ископаемых предельные значения крупности частиц должны иметь соотношения не больше коэффициента равнопадаемости.

Расчеты, выполненные на основе значений плотности отходов для водной среды, показали, что при разделении конвертерных шламов и хвостов флотации угля K_p составляет 4,2, для доменных шламов и хвостов флотации угля – 2,8, а для доменных и конвертерных шламов – 1,5. Таким образом, следует ожидать, что гравитационная сепарация будет мало эффективна при разделении доменных и конвертерных шламов, но достаточно эффективна при разделении мелкодисперсных угле- и железосодержащих отходов.

Проведены исследования обогащения проб мелкодисперсных шламов, отобранных с поверхности шламонакопителя в районе пикетов №№ 5-6 (проба 1) и 11-12 (проба 2), методами мокрой гравитационной сепарации. Данные о химическом и гранулометрическом составе исследованных отходов представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав отходов

Номер пробы	Содержание, %				
	Fe	C	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
1	4,2	31,0	36,3	16,2	2,5
2	38,2	14,2	6,1	2,1	5,1

Приведенные данные показывают, что проба 1 по своему химическому и гранулометрическому составу соответствует углесодержащему шламу (хвосты флотации угля), а проба 2 – железосодержащему шламу (смесь доменных и конвертерных шламов).

Проведены исследования обогащения отобранных проб отходов на лабораторной установке Кнелсона, особенностью которой является точное моделирование промышленного процесса обогащения с возможностью подбора основных технологических параметров и получением опытных партий концентрата. Гравитационные центробежные сепараторы фирмы KnelsonConcentrators (Канада) получили широкое распространение для получения товарного продукта из труднобогатимого сырья, а также из текущих и накопленных отходов производства. Концентратор Кнелсона представляет собой центробежный аппарат с гидродинамическим разрыхлением центрифугируемого материала. Вода эффективно разрыхляет слой тяжелых частиц, что позволяет вращаться с более высокой скоростью. Сепаратор сочетает центробежную силу и обратное давление вводимой воды.

Эффективность сепарации оценивали по степени извлечения двух компонентов – железа $Fe_{общ.}$ и углерода C, который определяли по формуле [2]:

$$\xi = \frac{\gamma \beta}{\alpha},$$

где $\varepsilon_{\text{п}}$ – степень извлечения компонента в концентрат;

γ – выход концентрата;

β – содержание компонента в концентрате;

α – содержание компонента в исходном продукте.

В таблице 3 представлены результаты эксперимента.

Таблица 3 – Результаты эксперимента по гравитационной сепарации отходов шламонакопителя ОАО «ЗСМК» в концентраторе Кнельсона

Номер пробы	Fe _{общ}			C		
	α/β , %	γ , %	$\varepsilon_{\text{п}}$, %	α/β , %	γ , %	$\varepsilon_{\text{п}}$, %
1	4,2/9,0	40,0	85,4	31,0/19,6	40,0	25,3
2	38,2/33,2	25,0	21,7	14,2/22,5	25,0	39,6

В результате экспериментов установлено, что при обогащении углеродсодержащего шлама (проба №1) в концентрате, выход которого составил 40 %, содержание железа возросло более, чем в 2 раза – с 4,2 до 9,0 %, а степень его извлечения составила 85,4 %. При этом содержание углерода в полученном продукте снизилось с 31,0 до 19,6 %, а степень его извлечения из исходного сырья составила всего лишь 25,3 %. При обогащении железосодержащего шлама (проба №2) содержание железа в полученном концентрате снизилось с 38,2 до 33,2 %, а степень его извлечения из исходного сырья составила всего лишь 21,7 %. В то же время в полученном продукте возросло содержание углерода – с 14,2 до 22,5 % при степени его извлечения 39,6 %. Таким образом, полученные результаты подтвердили выводы, сделанные выше на основе расчетов.

Низкая эффективность разделения железосодержащих шламов помимо малой разницы в их плотности связана еще и с их тонким грансоставом. Опыт использования концентратора Кнельсона для обогащения руд благородных металлов показывает, что данным способом эффективно извлекаются относительно крупные зерна минералов благородных металлов: зерна более 70 мкм извлекаются полностью, зерна крупностью 30 – 70 мкм извлекаются частично, а зерна крупностью менее 30 мкм практически не извлекаются [6]. Это связано с тем, что скорость осаждения мелких зерен в центробежном поле концентратора ниже скорости восходящего потока воды, разрыхляющего материал, поэтому они не улавливаются.

Приведенные в таблице 4 данные показывают, что углеродсодержащий шлам характеризуется значительно более крупнодисперсным составом, чем железосодержащий: средний медианный размер частиц пробы № 1 составил 1,33 мм, а пробы № 2 – 0,19 мм. Суммарное содержание наиболее тонких фракций крупностью менее 32 мкм, которые могут полностью не улавливаться в концентраторе Кнельсона, составило в железосодержащем шламе 39,3 %, содержание частиц крупностью от 32 до 63 мкм, которые извлекаются лишь частично – 32,7 %, а содержание частиц крупностью свыше 63 мкм, которые могут эффективно разделяться – лишь 28 %. В то же время, в угле-

содержащем шламе содержание таких частиц составило 90,7 %.

Таблица 4 – Гранулометрический состав отходов

Номер пробы	Средний медианный размер частиц, мм	Гранулометрический состав, % по фракциям, мм					
		>2,5	1,6-2,5	1,0-1,6	0,63-1,0	0,315-0,63	0,16-0,315
1	1,33	16,8	29,4	7,2	21,3	2,9	5,0
2	0,19	2,4	1,6	1,8	1,6	3,3	3,1

Окончание таблицы 4

Номер пробы	Средний медианный размер частиц, мм	Гранулометрический состав, % по фракциям, мм						
		0,1-0,16	0,063-0,10	0,05-0,063	0,032-0,050	0,016-0,032	0,008-0,016	<0,008
1	1,33	3,9	4,2	9,3				
2	0,19	3,7	10,5	11,4	21,3	12,3	16,5	10,5

В пробе № 2 железосодержащего шлама исследована зависимость валового содержания железа от среднего размера частиц. Выявлена явно выраженная тенденция увеличения содержания железа при снижении крупности частиц, при этом наиболее высоким содержанием железа (более 30 %) характеризуются частицы крупностью менее 0,05 мм.

Таким образом, концентратор Кнельсона может быть использован для извлечения железосодержащего концентрата из углесодержащих шламов, но малоэффективен для обогащения железосодержащих шламов вследствие высокого влияния противотока воды, увлекающего тонкодисперсные частицы, обогащенные железом.

С целью исключения этого влияния проведены исследования гравитационного разделения железосодержащих шламов на специально сконструированной лабораторной установке, в которой разрыхление материала осуществлялось за счет импульсного движения воды под действием электромагнитного вибратора. Исходный материал помещали на дно емкости и заливали водой до выпускного отверстия. Электромагнитная мембрана, смонтированная в емкость и соединенная с электромагнитным вибратором, работающим с частотой 34 Гц, создавала импульсное движение воды, обеспечивающее перемещение легких фракций из нижних слоев в верхний. Верхняя легкая фракция вместе с водой удалялась через выпускное отверстие. Разделение в данном случае происходит как по плотности, так и по крупности под действием гидравлического разделения и сегрегации. Экспериментально установлено, что в нижнем слое располагаются мелкие тяжелые частицы, над ними – смесь крупных тяжелых частиц с мелкими легкими, в верхнем слое – крупные легкие частицы.

Степень извлечения не рассчитывали, так как эксперимент предусмат-

ривал принципиальную возможность обогащения на данной установке без оценки выхода продуктов. В результате проведенных экспериментов установлена принципиальная возможность использования метода гравитационной сепарации в спокойной, невозмущенной водной среде с разрыхлением частиц методом электромагнитной вибрации для обогащения тонкодисперсных железосодержащих шламов шламонакопителя с удалением углеродистой фракции с повышенным содержанием минеральной части.

Выводы. Гравитационные методы обогащения могут быть использованы для обогащения мелкодисперсных угле- и железосодержащих отходов. Центробежный концентратор Кнельсона может быть рекомендован для извлечения железосодержащих компонентов из отходов обогащения угля, но его использование нецелесообразно для обогащения тонкодисперсных железосодержащих шламов. Для обогащения тонкодисперсных железосодержащих шламов может быть использован метод гравитационной сепарации в водной среде с разрыхлением частиц методом электромагнитной вибрации.

Библиографический список

1. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии. М.:Химия, 1973. – 752 с.
2. Кнауф В. Концентратор Кнельсона: оценка извлечения благородных металлов. 2000 NATIResearchJSC. <http://www.natires.com/rknels.htm>
3. Барский Л.А., Плаксин И.Н. Критерии оптимизации разделительных процессов. – М.:Наука, 1967 – 215 с.

УДК 330.322

УПРАВЛЕНИЕ КАДРОВЫМ РЕЗЕРВОМ РУКОВОДИТЕЛЕЙ: ОСНОВНЫЕ РИСКИ

Фокин К.Б.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Сегодня многие компании при выборе варианта формирования кадрового потенциала менеджмента (покупка на рынке или «выращивание») ориентируются на самостоятельную подготовку руководящих кадров внутри компании, то есть активно реализуют процесс формирования кадрового резерва. Преимущества данного способа многократно описаны в теоретической литературе и практических наработках современного HR-менеджмента. Однако исследованию проблемных точек на карте управления кадровым резервом уделено недостаточно внимания. Основной причиной этого является стремление служб персонала продемонстрировать результаты эффективной работы во внешнюю среду, а проблемы и сложности, как правило, замалчиваются для поддержания положительного имиджа, как службы персонала,

так и организации в целом. Данной обстоятельство показывает актуальность обсуждения вопросов проблемных областей при формировании и подготовке кадрового резерва руководителей.

Управление кадровым резервом (УКР), как и любой процесс управления необходимо осуществлять на системной основе, начиная от планирования численности кадрового резерва и заканчивая адаптацией вновь назначенного руководителя. Здесь появляется одна из основных и наиболее часто повторяемых проблем управления кадровым резервом – «проектный подход». Некоторые компании в силу сиюминутных/импульсивных решений руководства (как правило, когда возникает ситуация отсутствия кандидата на руководящую позицию) или следуя моде «стартуют проект» кадровый резерв. Учитывая, что качественно подготовленные HR-специалисты, способные системно подойти к такому проекту есть не в каждой компании, то с самого начала складывается ситуация, в которой с высокой долей вероятности возникает совокупность следующих рисков.

1) Персонал компании не воспринимает программу подготовки кадрового резерва всерьез. Это, как правило, происходит на фоне наличия в большинстве компаний назначений на руководящие должности по принципу связей/семейственности, а иногда и «быстрого случайного выбора» на основе субъективных факторов.

2) Отбор кандидатов в кадровый резерв происходит достаточно субъективно, так как выработать серьезные критерии отбора нет времени, а предлагаемые консалтинговыми компаниями готовые способы отбора, зачастую, сложно интегрируются в конкретную компанию. Как правило, значительно отягощает ситуацию отсутствие специфичной модели компетенций, учитывающей дифференциацию компетенций в зависимости от функционального направления и уровня руководителя в иерархической структуре. Так, например, в одной крупной производственной машиностроительной компании (несколько предприятий в РФ, головной офис в Москве) из-за временной ситуации отсутствия кандидатов на несколько руководящих должностей и мнения о том, что: «все назначения происходят только «по связям»», «готовых качественных резервистов (удовлетворяющих головной офис) нет» по инициативе головного офиса решили начать программу работы с кадровым резервом. Пригласили консалтинговую компанию, специализирующуюся на оценке компетенций и управленческих качеств, однако, исключили этап разработки способов отбора и модели компетенций под конкретную компанию. С точки зрения московского бизнеса модель компетенций была безупречна, да и способ отбора управленцев консалтинговой компанией неоднократно использовался в московских компаниях. Однако, при оценке кандидатов в кадровый резерв на позиции производственных/операционных менеджеров способом, предложенным данной компанией, выяснилось, что результаты очень низкие у тех кандидатов, кто успешен в текущей производственной деятельности и более высокие у тех, кого вышестоящие руководители отказались рекомендовать в кадровый резерв. В итоге ситуация с персональным

составом кадрового резерва не изменилась, а благодаря проведенной широкомасштабной оценке без видимых результатов, отношение в целом к кадровому резерву у персонала компании ухудшилось.

3) Программы подготовки или формируются хаотично, исходя из возможностей бюджета на подготовку и учебной базы, или копируются уже реализованные где-то в других организациях, без учета специфики определенной компании, а зачастую и российского менталитета (характерно для международных компаний). Как правило, исследования уровня развития компетенций адекватными методами и оценки реальной потребности в подготовке по тем или иным направлениям не проводятся. Не учитывается необходимость анализа результатов такой оценки в зависимости от уровня развития конкретной компании. Эшелонированной и дифференцированной от уровня к уровню резерва подготовки нет, как нет и в целом идеологии и методики в подготовки кадрового резерва, которая в развитых компаниях формируется годами и позиционируется как одно из основных конкурентных преимуществ подобных компаний.

4) Отсутствие «прозрачных», понятных HR-службам и менеджменту компании критериев готовности резервиста к назначению. Иногда критерием готовности служит факт прохождения программы обучения и индивидуального плана развития резервистом. По логике процесса подготовки, такие критерии должны быть учтены в корпоративной модели компетенций, которая понятна всем участникам процесса подготовки кадрового резерва (службе персонала, резервистам, кандидатам в резервисты, руководителям, собственникам бизнеса) и принимается на всех уровнях управления компанией. Однако, зачастую, модель компетенций предпочитают держать в тайне (особенно индикаторы компетенций, чтобы резервисты не «демонстрировали необходимого поведения» при проведении периодической оценки). В результате с одной стороны усиливается восприятие персоналом степени субъективизма по выбору кандидата на руководящую должность (никто точно не знает по каким критериям отбирают), а с другой, что более важно – ни операционный менеджмент, ни тем более резервисты, не понимают предъявляемых к ним требований. Подобное непонимание может служить источником недоверия между указанными участниками процесса УНР.

5) Реальное назначение на руководящую должность у подготовленного резервиста планируется далеко в перспективе, а на ближайшие 2 – 3 года видимых перспектив нет. Иными словами – подготовка осуществлялась под должность, которая не освободится в ближайшее время, то есть на этапе планирования это не было учтено. Зачастую это усугубляется отсутствием программ ротации как внутри одного подразделения, так и между предприятиями/филиалами одной компании.

6) О подготовленных по программам подготовки резервистах забывают после окончания «проекта» и тожественного вручения дипломов. Отсутствуют такие значимые элементы УНР, как обратная связь от руководства компании, индивидуальные планы развития резервистов в период после про-

хождения подготовки, периодические встречи с непосредственными руководителями и участниками группы подготовки. При этом существует риск необоснованного давления на подготовленного резервиста со стороны непосредственного руководителя (мотив боязни) и коллег по работе из окружения (мотив зависти) в формате: «Ну, ты же у нас теперь обученный, обязан делать больше и лучше...», без обеспечения соответствующими ресурсами. В этом случае положительным фактором является высокий уровень компетенции работников службы персонала, которые хотя бы периодически отслеживают это направление работы, и если не иницируют назначение на руководящие должности, то хотя бы привлекают подготовленных резервистов к участию в различных организационных проектах и новых направлениях деятельности.

7) Программа подготовки и вся работа носит демонстративный характер. Обычно это связано с отсутствием или низким уровнем развития горизонтального и межфункционального взаимодействия внутри компании. Наиболее ярким примером может служить ситуация, когда высший менеджмент компании/представители акционеров крупной производственной компании решили начать проект – программу кадрового резерва для того чтобы вывести компанию на «качественно новый уровень». Компания довольно успешная с высоким уровнем развития менеджмента, в том числе и службы персонала, что было бы не возможно без действующих эффективных процессов подготовки кадрового резерва на все уровни руководящих должностей, основанных на системном подходе. На начальном этапе (этап планирования разработки идеологии и методики реализации) профессиональные HR не были привлечены, что привело к изначально некорректным планам по изменению ситуации в области УКР в этой компании и внутреннему неприятию «вводимых сверху» инициатив. В результате на всех этапах реализации «проекта» была симулирована «кипучая деятельность», а реальный КПД программы оказался чрезвычайно низок. Особо необходимо отметить, что наряду с HR позицию демонстрации «кипучей деятельности» также изобразили и действующие руководители производственники, которым также был не понятен «проектный подход». Таким образом, можно сделать вывод (по аналогии с принципом торговли: «один довольный покупатель приведет еще двух, недовольный – уведет десять»): любые ошибки и непоследовательность при реализации программ управления резервом, если эти программы отличаются от действующих и привычных существующему менеджменту, многократно увеличивают негативное отношение к данным программам всех участников УКР.

8) В компании при наличии кадрового резерва допускается назначение на должности, подлежащие обеспечению кадровым резервом, не из состава кадрового резерва или привлечение менеджеров со стороны. По нашему мнению – это самая глобальная проблема управления кадровым резервом. Даже если все предыдущие этапы были выполнены безупречно, а назначаются не резервисты - система УКР не работает! Если программа подготовки

кадрового резерва реальная, ориентированная на результат, где человека действительно готовят на уровень выше, то после ее прохождения любые за-теи связанные с предоставлением ему обещаний вместо реальных действий приведут к демотивации резервиста. Исключением является наличие формальных или неформальных договоренностей о дальнейших перспективах назначения/сроках ожидания, установленных между участниками УКР на начальном этапе подготовки (это задача, безусловно, специалистов службы персонала, причем чем выше их уровень, тем эффективнее отдача).

9) Отсутствуют реальные комплексные критерии оценки эффективности работы с резервом. Из-за ограниченности «проекта» критерии могут сводиться к «обеспеченности резервом» и «количеству обученных за период резервистов по программам подготовки», в лучшем случае добавляется «назначение резервистов на должность».

10) Не предусматриваются контрмеры, позволяющие нивелировать ошибки некоторых предыдущих этапов или форс-мажорные обстоятельства. Типичными ошибками могут быть планирование подготовки не тех сотрудников, которых впоследствии планировали назначать на вышестоящую должность; сотруднику пообещали назначение на руководящую должность, а назначения нет или руководитель, под которого готовили замену – передумал уходить/освободить должность. В этом случае необходимо предусматривать системы удержания резервистов, иначе - они просто уйдут в другую компанию.

11) Кадровый резерв нужен только службе персонала, как способ демонстрации «своей работы», при этом вовлеченность других участников УКР отсутствует или находится на невысоком уровне.

12) Действующее руководство и резервисты реально не заинтересованы в кадровом резерве. Данный риск лежит в плоскости мотивации руководителей и резервистов.

13) Зачастую всё вышеперечисленное осложняется отсутствием ИТ-системы, позволяющей качественно сопровождать процесс управления резервом.

Эти системные проблемы «проектного подхода» к управлению кадровым резервом ведут к тому, что реально активные, высокопотенциальные молодые сотрудники и руководители, ориентированные на карьеру – «вымываются» из компании в поисках лучшей доли, а индекс кадрового потенциала организации значительно снижается.

Кроме вышеперечисленных рисков в управлении кадровым резервом есть и общенациональные проблемы, характерные для сферы промышленного производства:

1) Демографическая ситуация. Количество выпускников уменьшается из года в год.

2) Недостаток кадров инженерно-технических специальностей, а, следовательно, не из кого готовить кадровый резерв в производственной сфере. Прием в учебные заведения на такие специальности также уменьшается, а

те, кто все же их заканчивают, не спешат идти на производство.

3) Недостаточное качество подготовки приходящих на производство выпускников учебных заведений. Уровень подготовки отстает от уровня развития техники и технологии производства.

Все это в совокупности является значительными затруднениями на пути формирования системы управления кадровым резервом руководителей организации. А если в компании существует «отягчающее обстоятельство» в виде недостаточной квалификации специалистов службы персонала и руководителей всех уровней, то формирование кадрового резерва становится сложнейшей задачей. Решение этой задачи лежит в создании и развитии эффективных процессов управления кадровым резервом руководителей организации основанных исключительно на системном подходе. Использование системного подхода применительно к УКР обеспечивает не только текущие потребности в профессиональных руководителях высокой квалификации, но обеспечивает кадровую безопасность организаций в долгосрочной перспективе.

В статье приведены только наиболее значимые риски, причем не по всем их них представлены возможные способы улучшений ситуации, однако сам факт идентификации указанных рисков способствует продвижению HR-специалистов не «вслепую» в вопросах УКР, а на основе анализа возможных сложностей, что позволяет сделать управление преемственностью в организации более эффективным.

УДК 658.3

СТЕЙКХОЛДЕРЫ УПРАВЛЕНИЯ КАДРОВЫМ РЕЗЕРВОМ: МОТИВАЦИОННЫЙ АСПЕКТ

Фокин К.Б.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Управление кадровым резервом (УКР), как и любая деятельность, сопровождается различными проблемами, где наряду с общими, системными проблемами существуют более глубокие, внутренние. Они относятся к уровню личной мотивации людей, вовлеченных в этот процесс, и потому требуют отдельного рассмотрения.

В процессе управления резервом, как правило, участвуют несколько основных стейкхолдеров: бизнес (представляющие интересы акционеров топ-менеджеры, которые выделяют средства или инициируют эту работу), служба персонала, резервисты и действующие руководители. Бизнес изначально мотивирован на формирование резерва – наличие подготовленных, «вставленных в обойму и в любой момент готовых к выстрелу» резервистов позволяет минимизировать кадровые риски компании. Службе персонала

выгодно заниматься кадровым резервом т.к.:

1) Прежде всего – это благодарная работа помогать людям делать карьеру и расти, обучать, сопровождать будущих руководителей, что сопряжено со связями, влиянием, самореализацией и т.п.

2) Наличие в функционале службы процесса «управление кадровым резервом», как минимум позволяет обосновывать дополнительную штатную численность, а как максимум – декларировать высокий уровень развития непосредственно самой службы и ее высокий статус.

3) Служба персонала мотивирована на качественную работу с резервом, т.к. кроме двух выше перечисленных аспектов существует и прямая мотивационная зависимость: уровень з/п HR-специалистов, занимающихся кадровым резервом, напрямую зависит от качества данной работы (однако прямая материальная мотивация используется далеко не во всех компаниях, и наличие указанного KPI у специалистов занимающихся кадровым резервом свидетельствует о высоком уровне развития HR службы).

Наибольший интерес с точки зрения мотивации представляют два последних стейкхолдера: резервисты и действующие руководители. Здесь очень важно учитывать, что одним из демотивационных факторов является отношение вышестоящего руководителя. Если у резервиста сложились нормальные отношения с действующим руководителем, который реально занимается его развитием и подготовкой (понимая, что без этого даже очередной отпуск – проблема), то демотивация исчезает. Здесь задача именно HR-службы выстроить работу с резервом в компании таким образом, чтобы резервисты не чувствовали себя покинутыми. Позиция руководителей достаточно понятна: их незаинтересованность качественно готовить «под себя» кадровый резерв – это обычная человеческая реакция: «Если я подготовлю сегодня резервиста, то завтра я буду не нужен...».

У резервистов можно выделить три основных демотиватора на собственное развитие для занятия руководящей должности (на примере исследований в одной из производственных компаний): быть руководителем не престижно; уровень материальной мотивации на руководящей позиции не соответствует затрачиваемым усилиям; в компании несовершенная система управления в целом, и здравомыслящие толковые высокопотенциальные работники не мотивированы быть руководителем в такой системе управления.

Реальная (именно «реальная») подготовка преемника - это одна из ключевых проблем в работе с резервом. Если резервиста еще как-то можно мотивировать карьерой на подготовку, то руководителя, под которого готовится резерв – это очень и очень сложно. Как правило, этот процесс формализован и «задемонстративен». Внешне «подавая все признаки» подготовки преемника, руководитель зачастую саботирует такую подготовку или наоборот подавляет преемника. Подходя к финишному этапу – к назначению, складывается ситуация, что действующий руководитель выдает заключение: «Да, парень хороший, но «сыроват», его еще надо готовить...». Тем самым он оставляет себе возможность продолжения работы на руководящей должно-

сти, что особенно актуально для руководителей пенсионного возраста.

Система мотивации УКР выстраивается на основе использования следующих HR практик. Первая и основная – 100 % назначение на руководящие должности из состава кадрового резерва. Данная цель очень амбициозна, но в то же время это позволяет на всех предыдущих этапах работать на нее: от планирования «кого готовить» до качественной подготовки к назначению. Естественно, что назначаться будут те, кто прошел подготовку и имеет положительные результаты текущей операционной деятельности. В компаниях, где управление кадровым резервом только планируется или нуждается в улучшениях необходимо начать работу с официального объявления руководства о начале «года кадрового резерва». Таким образом, переходим к следующим мотивационным составляющим: позиция первого руководителя (и высшего руководства) и системный подход. В объявлении должно быть обязательно указано, что: 1) «мы это иницилируем и будем это безусловно делать независимо не от чего на благо компании»; 2) «теперь в компании в части назначения будет такая идеология и это навсегда!». Важно чтобы руководство безукоризненно соблюдало заявленные принципы и тезисы. Как правило периода 1 год хватает для того чтобы или выстроить системное УКР, сформировать основные направления деятельности/расставить «реперные точки», выработать методологию и подходы или свести работу к проекту, потерять к ней интерес и «благополучно» отложить «на потом».

Определить критерии отбора в резерв, критерии успешности резервистов и, как следствие, требования к руководителю в организации. В настоящее время, как правило, это реализуется через модель компетенций. Таким образом обучение резервистов должно быть направлено на развитие определенных компетенций, необходимых для компании. А инструментом сопровождения такого обучения должен быть индивидуальный план развития с реальными показателями достижения, включающий, в том числе и план карьерного продвижения. Здесь возможно в качестве альтернативы, при наличии обоюдного согласия с резервистом использовать ротационные схемы. Одним из практических инструментов стимулирования и сопровождения ротации является открытый для внутрикорпоративного использования сайт с вакансиями руководящих должностей. Здесь условием является четко сформированные (а может даже и формализованные) требования к кандидату. Причем если кандидат подходит, то компания должна, безусловно, соблюдать правила, т.к. ситуация не назначения внутреннего кандидата намного деликатнее, чем безапелляционный отказ внешнему кандидату, а информация о несоблюдении внутри компании правил «назначения» быстро распространится среди персонала.

Таким образом, выделяем следующую практику: компания должна позиционировать себя, как компанию заинтересованную в продвижении собственных сотрудников и иметь в свободном доступе (сайт, внутрикорпоративные СМИ, видеоролики, сюжеты по местному ТВ и т.п.) «исто-

рии»/«внутрикорпоративные былины» успешного продвижения действительно лучших сотрудников. Т.е. это подразумевает открытую информационную политику в части кадрового резерва: начиная от информирования резервистов о факте включения в кадровый резерв и заканчивая обратной связью резервисту посредством личной беседы о результатах подготовки и перспективах продвижения.

Для реализации указанной идеологии необходимо выставить реальные поэтапные цели УКР. Надо понимать, что сразу все хорошо не будет. Определение цели управления кадровым резервом менеджеров различных уровней системы управления зависит от этапа развития данного вида деятельности службы персонала предприятия. Анализ развития систем управления преемственностью различных предприятий позволяет выделить следующие цели в порядке приоритетности:

1. Наличие кадрового резерва руководителей в организации. Цель начального этапа развития системы управления кадровым резервом. Данная цель является актуальной, когда в организации в принципе не ведется работа по формированию и подготовке собственного управленческого персонала, и вопрос о кандидате на вакансию руководителя возникает в момент её образования.

2. Наличие качественного кадрового резерва руководителей. Многие организации создают кадровый резерв, однако зачастую реальная ситуация такова, что служба персонала просто следует модной тенденции, т.е. кадровый резерв существует, но декларативно, а его качественный состав и система влияния на улучшение качественного состава не совершенна.

3. Обеспечение назначения на руководящие должности именно резервистов. Данная цель актуальна, когда две предыдущие цели достигнуты. Это проявляется в том, что кадровый резерв в компании есть, в его состав включены высокопотенциальные работники, существуют прогрессивные программы подготовки резервистов, но при освобождении вакансии руководителя происходит назначение человека не из состава кадрового резерва на эту должность или не из состава кадрового резерва вообще.

4. Управление адаптацией вновь назначенных руководителей до окончания адаптационного периода. Анализ современных теоретических разработок в области управления кадровым резервом позволил сделать вывод о том, что многие теоретики и практики считают назначение резервиста на руководящую должность окончанием работы с кадровым резервом. По нашему мнению необходимо сопровождение резервиста до окончания этапа адаптации вновь назначенного руководителя. Повышение эффективности работы нового руководителя и, как следствие, его трудового коллектива, сокращение периода вхождения в должность будет достигаться за счет качественного проведения адаптации, что обуславливает актуальность данной цели.

По нашему мнению, целью работы с кадровым резервом является исключение снижения производственных, экономических и социальных показателей работы подразделения, обусловленное уходом предыдущего руково-

дителя, а также минимизация периода адаптации резервиста при назначении на руководящую должность. Необходимо отметить, что определение цели УКР производится с учетом актуальности цели данного направления деятельности службы персонала для текущего этапа развития системы управления преемственностью руководства организации. При этом конечной целью всей работы с резервом руководителей является стабильная работа трудового коллектива с последующим улучшением технико-экономических показателей и социально-психологического климата при кадровых перестановках в руководстве, как отдельного структурного подразделения, так и всего предприятия в целом.

Результативная подготовка кадрового резерва должна носить целевой характер, т.е. осуществляться под определенную должность по определенным направлениям. Обязательным разделом должны быть исполнение обязанностей будущей должности, делегирование полномочий вышестоящего руководителя, предоставление права подписи резервисту, участие в совещаниях и проектах. Интересным практическим решением является проведение на предприятии «дня резервиста», когда вместо действующих руководителей предприятием целый день управляют резервисты/преемники. По результатам любых мероприятий, связанных с замещением должна предоставляться обратная связь с оценкой.

Еще одним важным фактором этого процесса является необходимость подготовки по теме «как готовить кадровый резерв». Безусловно, влияние жизненного опыта действующего руководителя на подготовку – велико, но, если в компании сформированы формализованные требования к должностям, то и подготовка должна быть унифицирована, давая «на откуп» жизненному опыту руководителя лишь мелкие индивидуальные шероховатости в подготовке.

Программа подготовки завершена, а назначения нет, что делать в этом случае? Здесь существуют два варианта позиции руководства компании: договариваться «на берегу» что назначение это не «факт после обучения» или повышать материальную мотивацию. Первый вариант приемлем в компаниях со сложившейся организационной культурой, атмосферой доверия между персоналом и менеджментом. Вторым вариантом для молодых компаний с обратной ситуацией. При этом размеры дополнительных выплат могут варьироваться от 10 до 25 % заработной платы. Отчасти это объясняется пороговой величиной чувствительности к повышению заработной платы, которая может способствовать появлению мысли о смене работы подготовленным резервистом. Подобные дополнительные выплаты осуществляются на основании оценки результатов работы за период (показатели, отражающие работу по производительности, себестоимости, качеству, охране труда, трудовой дисциплине и т.п.).

Самым ключевым и краеугольным вопросом УКР является вопрос мотивирования действующих руководителей готовить резерв «под себя». С

точки зрения мотивации целесообразно выделить три основных возрастных группы управленческого персонала (таблица 1).

Таблица 1 – Способы мотивирования руководителей с учетом возраста*

Возрастная группа руководителей	Наиболее приемлемый способ мотивации
Молодые менеджеры (до 40 лет)	обеспечение карьерного продвижения при условии подготовки преемника
Руководители среднего возраста (40-50 лет)	обеспечение возможности продолжения деятельности руководителя или прямая материальная мотивация
Руководители предпенсионного или пенсионного возраста (больше 50 лет)	возможность получения корпоративной пенсии или крупной единовременной выплаты при выходе на пенсию

* по результатам опроса более 70 руководителей соответствующего возраста.

В таблице 1 есть и исключения. Например, не всем молодым менеджерам нужна карьера. Некоторые, заняв определенную руководящую должность не желают развиваться дальше (им просто этого не надо – они сконцентрировались на том, чтобы хорошо делать свою текущую работу), а подготовку преемника под себя воспринимают также негативно, как и руководители пенсионного возраста. В этом случае необходимо или определить целесообразность подготовки преемника под данную должность (если она будет занята еще лет 25 – 30 действующим нормальным, хорошо справляющимся со своими обязанностями руководителем, может имеет смысл подождать, пока занимающий ее руководитель перейдет в последнюю категорию) или устанавливать им КРІ на подготовку резерва (если должность критична, и на случай форс-мажора должна быть замена). Руководителей первых двух групп достаточно легко мотивировать административным воздействием, где мотиватором служит возможность продолжения работы в данной должности при наличии подготовленного преемника. Кроме того, мотивационную составляющую для каждой из возрастных групп желательно определять по результатам исследований и составив мотивационный профиль, возможно учитывать индивидуальные особенности каждого руководителя: отношение «руководитель – работодатель» – это тоже «рынок», на котором ведется торг.

В качестве примеров мотиваторов можно привести ситуацию в одной из производственных компаний. Руководители компании были достаточно молодые 30 – 40 лет, с ясным пониманием, что их руководители (такие же молодые) не скоро уйдут на пенсию. Ощущение, что «если я подготовлю под себя замену, то стану не нужен» – было у многих. Тем не менее, не редко руководители уходили из компании, а подготовленных кандидатов к моменту ухода не было. Первый руководитель поставил задачу службе персонала ре-

шить проблему. После проведения собеседований с руководителями были выявлены и эффективно использованы следующие мотиваторы (к каждому был «подобран свой ключик»): повышение квалификации с отрывом от производства; отпуск в «пиковый для компании сезон» (специфика компании – наиболее напряженный сезон – лето), более продолжительный отпуск (до 10 дней) и без «стандартной» разбивки 14+14, а целиком; гибкий рабочий график при непрерывной технологии производства. Суть мотиваторов: любой из них подразумевает наличие подготовленного человека вместо себя, о чем было объявлено действующим руководителям, и на что они охотно согласились. Уже на следующий год преемники, способные «поддержать компанию на плаву» были подготовлены практически под каждого руководителя, а через 3 года уход менеджеров перестал быть таким «болезненным» как раньше, и увольняться они стали реже.

Изучение опыта работы по управлению резервом и подготовкой преемников современных компаний показывает, что существуют следующие, основные проблемы, касающиеся мотивации руководителей (таблица 2).

Таблица 2 – Проблемы мотивации руководителей и пути решения

Проблема	Способ локализации
Боязнь готовить преемника из-за стремления остаться незаменимым, удержаться на должности	<p>1. Мотивация руководителя к эффективному использованию резерва:</p> <ul style="list-style-type: none"> – материальная (премирование за качественную подготовку, оцениваемую комиссией, установка KPI: обеспеченность подразделения резервом, качество подготовки резервистов (насколько соответствует требованиям), выполнение плана подготовки, назначение резервистов на должности); – нематериальная (звание «Лучший наставник», благодарности высшего руководства и т.п.). <p>2. Формирование и внедрение в компании (при безусловной поддержке и участии первого лица) идеологии необходимости подготовки резерва на всех уровнях. На начальном этапе с учетом российского менталитета возможно использование административного ресурса (когда подготовка резерва начинается по указанию первого лица компании, обязательному для выполнения). Однако такой метод применим только при качественном планировании резерва. В противном случае есть риск возмущения руководителей необходимостью подготовки преемников на должности, не требующие этого</p>

Окончание таблицы 2

Проблема	Способ локализации
Неумение готовить, незнание как учить	Проведение обучения по теме «Как готовить кадровый резерв» для всех руководителей компании, на котором объяснять преимущества подготовки. Вовлечение действующих руководителей (включая первых руководителей компании) в процесс составления программ подготовки кадрового резерва, чтобы культивировать лучшие существующие в компании практики подготовки преемников. Определение четких критериев готовности резерва простых и понятных действующим руководителям и HR службе.
Безразличие (нигде не закреплённая ответственность) - руководители всех уровней управления не воспринимают управление кадровым резервом подразделением как важную/ неотъемлемую часть своей повседневной работы	Вовлечение руководителей в работу с резервом, четкое разделение ответственности между руководителями и службой персонала на каждом этапе работы. Внесение соответствующих пунктов в должностную инструкцию с установлением персональной ответственности. Периодическая публичная отчетность перед первым руководителем о работе с кадровым резервом об эффективности работы в данном направлении Показатель KPI руководителя за работу с резервом. Соревновательный дух, кто лучше работает в данной области.
Высокая текущая загрузка	Оценка текущей загрузки. Если она действительно высока – рассмотрение возможности оптимизации функций или проведение курса тайм-менеджмента

Простое использование приведенных способов мотивации стейкхолдеров недостаточно для выстраивания эффективной системы УКР. Залогом успешности такой системы является действенная система контролинга данного процесса. В качестве показателей контролинга, которые позволяют оценить насколько реально ведется подготовка резервистов (кроме, безусловно анализа качественного состава кадрового резерва, движения в резерве, уровня и динамики подготовки резервистов) целесообразно использовать:

- исполнение обязанностей руководителя на период отсутствия работниками из состава кадрового резерва в принципе;
- исполнение обязанностей руководителя на период отсутствия работниками из состава кадрового резерва данной должности;
- количество писем о сверхплановом обучении квалификациям соответствующих руководящих должностей в конкретном структурном подразделении (показывает, насколько качественно производится планирование подготовки резервистов);
- количество дней неиспользованного отпуска у руководителей и т.п.

Приведенные описания мотивации стейкхолдеров УКР в достаточно полной мере отражают основные аспекты данного процесса. Однако для использования в конкретно взятой компании предложенной набор практик мотивации резервистов и руководителей нуждается в доработке, учитывающей организационную культуру, специфику и текущую ситуацию в данной области.

УДК 658.3

АУТСОРСИНГ ФУНКЦИИ РЕКРУТИНГА В ХОЛДИНГОВЫХ КОМПАНИЯХ

КОРОТЕЕВА Ю.В., ДОМНЫШЕВ А.В., ФОКИН К.Б.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В условиях современного рынка каждая Компания стремится найти баланс между затратами и их эффективностью. Традиционно владельцы бизнеса считают деятельность службы по работе с персоналом убыточной, и в большинстве случаев никакие экономические обоснования не способны опровергнуть это мнение. Во многих случаях экономическую эффективность системы управления персоналом можно повысить путем ее выведения на аутсорсинг, что особенно актуально для крупных холдинговых компаниях.

Передача процессов управления персоналом на аутсорсинг является важнейшим этапом эволюции HR-подразделения любой компании. Однако, как и в случае внутренней реализации бизнес-процессов, модель кадрового аутсорсинга эффективна только при условии постоянного развития и модернизации. Функции рекрутинга являются рутинным HR-процессом, но при этом жизненно важным для любой компании, независимо от ее масштаба и сферы деятельности. За счет передачи процесса подбора персонала во внешнее управление, специалисты предприятия смогут сфокусироваться на стратегических инициативах, направленных на повышение использования интеллектуального потенциала персонала и организационное развитие компании. Основным критерием, который следует учитывать при принятии решения по данному вопросу – экономический. На сегодняшний день, собственники западных компаний начинают активно упразднять департаменты управления персоналом на своих предприятиях. Помимо тенденции постепенного сокращения штата HR-специалистов, технологии отбора и подбора персонала, внутренний рекрутинг в целом и консалтинг – отдаются на аутсорсинг внешним компаниям и в аутстаффинг, с целью снижения расходов на управление персоналом.

В ходе анализа отделов по подбору персонала на пяти различных предприятиях одного из производственных холдингов сибирского региона, расположенных в одном городе (сумма среднесписочной численности по пя-

ти предприятиям – около 24200 чел., количество человек, занимающихся подбором – 11 чел, при этом для пяти специалистов эта функция не основная, годовой ФОТ специалистов по подбору персонала – 3477466 руб., суммарное количество вакансий в месяц по предприятиям, исходя из коэффициентов текучести в среднем по предприятиям составляет около 101 вакансии) был выявлен ряд проблем:

1) Отсутствие взаимодействия между отделами по подбору персонала, как следствие снижение эффективности работы по закрытию вакансий.

2) Децентрализация подбора персонала. Каждое предприятие в своей организационной структуре имеет отдел по подбору персонала, то со стороны соискателя затрудняется поиск работы.

3) Отсутствие обмена информацией между отделами по подбору персонала предприятий затрудняет поиск работников и увеличивает временные затраты на закрытие вакансий.

4) Неравномерная загрузка персонала, и как следствие «раздутый» штат сотрудников и завышенное финансирование отделов.

5) Отсутствие мотивации сотрудников отдела при подборе персонала, заработная плата работников не зависит от скорости закрытия вакансий.

6) Отсутствие достаточных средств в бюджете на подбор персонала на проведение рекламной кампании, что затрудняет поиск работников.

Для того, чтобы соискателю найти себе подходящую вакансию, ему необходимо проехать к каждому предприятию, заполнить анкеты, предоставить свои документы, для занесения в электронный банк кандидатов и пройти первичное собеседование. А так как предприятия территориально удалены друг от друга, то для поиска работы требуются значительные временные затраты.

Одним из вариантов решения указанных проблем является создание единого для предприятий холдинга центра подбора персонала (ЦПП), в состав которого войдут специалисты занимающиеся подбором персонала (поиск, оценка, найм) и знающие кадровую ситуацию на предприятиях. Наряду с комплектованием предприятий холдинга центр будет выполнять услуги подбора для сторонних организаций. Взаимодействие с предприятиями планируется осуществлять на договорной основе и соглашении об уровне обслуживания. Заказчиком со стороны предприятия будет являться один из работников служб персонала, наиболее очевидно – работник службы оплаты труда.

Преимуществом единого ЦПП путем аутсорсинга функции рекрутинга персонала является централизованный подбор персонала, единая базу кандидатов, равномерная загрузка специалистов, повышение мотивации специалистов при подборе, так как премиальная часть заработной платы будет зависеть от скорости заполнения вакансий. Так же создание данного центра позволит в короткие сроки закрывать вакансии на предприятиях, и заключать договоры на подбор персонала со сторонними организациями и предприятиями, что позволит сделать центр подбора рентабельным и финансово

независимым.

Задачей данного центра будет являться своевременный подбор высококвалифицированного персонала в установленный срок, согласно требований, указанных в заявке на подбор персонала. Соискатель будет обращаться в ЦПП, где представлен перечень вакансий по предприятиям, при отсутствии подходящей по его квалификации вакансии специалисты по подбору заносят его в банк кандидатов для дальнейшего сотрудничества. При наличии подходящей вакансии по квалификационным требованиям, кандидат проходит первичное собеседование со специалистами по подбору персонала, и направляется на окончательное собеседование к будущему руководителю. При положительном итоге собеседования, кандидат направляется в отдел кадров для окончательного оформления.

Представитель работодателя в электронном виде (сканированный документ) направляет заявку на подбор персонала установленной формы с указанием необходимых требований к кандидату. Координатор центра подбора персонала принимает заявку, и направляет в соответствующий сектор подбора персонала. Специалисты по подбору персонала сектора подбора персонала осуществляют поиск, подбор, отбор персонала. Подходящих кандидатов направляют на собеседование к будущему руководителю, при положительном итоге собеседования, кандидат направляется на окончательное оформление в отдел кадров. После того, как кандидат оформился, и ответственный работник отдела кадров документально подтвердил факт его трудоустройства, заявка считается закрытой.

Структура ЦПП представлена на рисунке 1. Руководитель центра – директор, который курирует и контролирует работу центра. Функции координатора: административная работа, а так же обработка информации, составление отчетов, и оперативное решение различных вопросов – технических, организационных и др. Специалисты по подбору персонала, занимаются непосредственно поиском, подбором и отбором кандидатов. Обоснованием численности специалистов по подбору персонала служит расчет, основанный на количестве вакансий по предприятиям и норме труда для специалистов по подбору персонала – 20 закрытых вакансий в месяц. Исходя из расчета установлено, что требуется 5 специалистов. Годовой ФОТ сотрудников ЦПП составит 3015600 руб. (таблица 1). С учетом количества вакансий в год по предприятиям равным 1212, стоимость одной вакансии для предприятий составит 2488 руб.

Основными *преимуществами* аутсорсинга функции рекрутинга персонала через создание единого ЦПП будут:

- Консолидация отделов по подбору персонала;
- Сокращение операционных затрат;
- Единый банк кандидатов;
- Единый банк вакансий;
- Объединение задач в области подбора персонала;

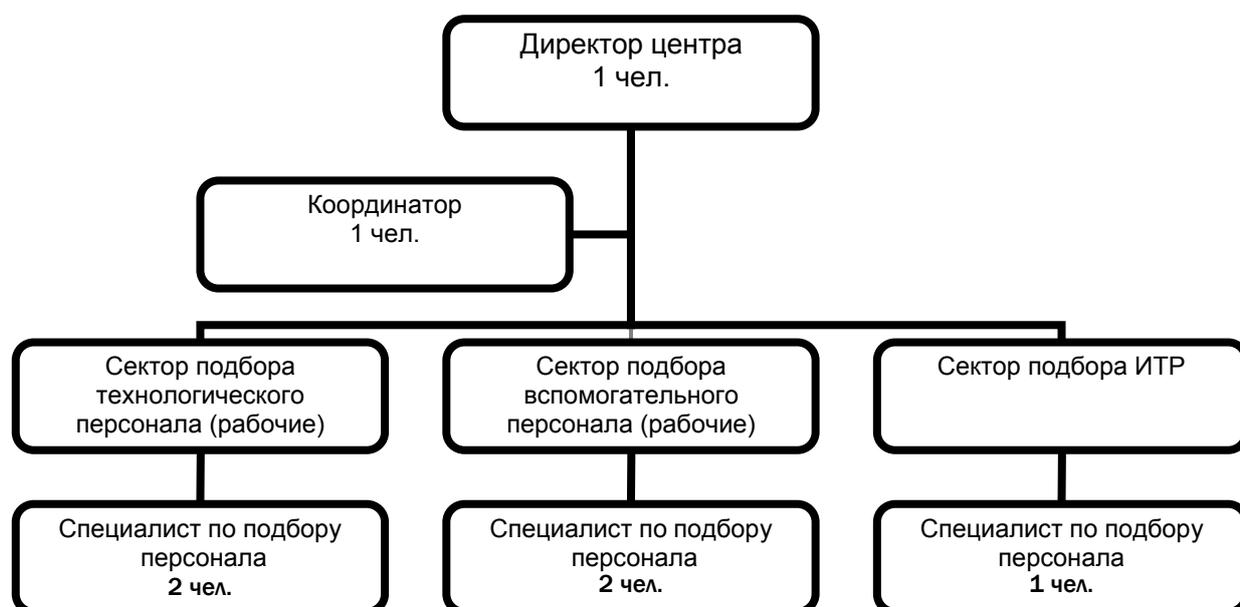


Рисунок 1 – Структура центра

Таблица 1 – Расчет годового ФОТ единого центра подбора персонала

Должность	Кол-во	Оклад	Премия	Отпускные	Страховые взносы (отпускные)	Итого
Директор центра	1	25000	7500	30952,4	8047,6	429000
Координатор	1	12000	6000	17142,9	4457,1	1101600
Специалист по подбору персонала	5	15000	7500	21428,6	5571,4	1485000
						3015600

- Использование специального программного обеспечения для осуществления подбора персонала;
- Высокая квалификация персонала центра;
- Увеличение скорости подбора персонала;
- Концентрация на основной деятельности предприятий.

Наряду с преимуществами необходимо рассмотреть и *возможные риски* данного проекта, а именно:

- Снижение оперативности в предоставлении необходимой информации. Для снижения данного риска необходимо разработать регламентирующие документы о предоставлении необходимой информации.

- Возможная утечка конфиденциальной информации. Для снижения данного риска определить уровень ответственности за утечку конфиденциальной информации.

- Психологический фактор (недоверие). Для снижения данного риска необходимо провести разъяснительную работу о принадлежности центра к единому холдингу.

- Возможное снижение качества подбора персонала. Для снижения

данного риска разработать систему КРІ для сотрудников центра.

– Отсутствие контроля над деятельностью центра. Для снижения данного риска обязать ЦПП предоставлять предприятиям ежемесячные отчеты о работе.

Реализация проекта единый ЦПП позволит получить экономический и социальный эффекты.

Экономический эффект будет определяться, следующим образом:

1) экономия ФОТ ЦПП по сравнению с ФОТ специалистов по подбору персонала предприятий рассматриваемого холдинга на сумму 461866 руб (по предварительному расчету);

2) получение коммерческой прибыли за счет оказания услуг сторонним организациям (при условии закрытия 12 вакансий для сторонних организаций в месяц центр сможет получать коммерческую прибыль в год минимум 1296000 руб.);

3) снижение издержек на подбор персонала (реклама);

4) снижение затрат на культурно-бытовое обслуживание;

5) снижение затрат на получение доступа к IT-системе и Интернет.

Основными направлениями *социального эффекта* станут: сокращение расходов со стороны соискателя; концентрация информации в одном месте; повышение производительности труда специалистов по подбору персонала; возможность разработки программ трудоустройства для сокращаемого персонала (аутплейсмент); высокая мотивация сотрудников центра (КРІ); повышение имиджа рассматриваемого холдинга в регионе, где он представлен.

В ходе данной работы были рассмотрены схемы взаимодействия ЦПП с соискателями и с предприятиями, просчитан экономический эффект и определен социальный эффект от аутсорсинга функции рекрутинга. В результате произведенных расчетов можно сделать вывод, что аутсорсинг функции рекрутинга персонала является экономически выгодным и целесообразным, что подтверждают расчеты экономического эффекта в размере до 1757866 руб. в год. Аутсорсинг функции рекрутинга будет способствовать значительному уменьшению показателя текучести персонала и выполнению в полном объеме производственной программы, что в свою очередь положительно отразится на организационных, экономических, социальных, кадровых, технологических и психологических аспектах рассмотренных предприятий.

Библиографический список

1. Филина Ф.Н. Аутсорсинг бизнес-процессов. Проблемы и решения // ГроссМедиа. – 2008.
2. Не только выжить, но и преуспеть // Кадровик. Рекрутинг для кадровика. – 2009. \ №8(3)
3. Шапиро С.А., Шатаева О.В. Основы управления персоналом в современных организациях // ГроссМедиа – 2008.
4. Передача непрофильных кадровых функций во внешнее управление. Осо-

- бенности оформления договора кадрового аутсорсинга // Кадровик. Кадровое делопроизводство. – 2011. \ № 1.
5. Ухова Е. HR: от учетно-отчетных функций – к бизнес-партнерству // Кадровик. Кадровое делопроизводство. – 2010. \ №2.
 6. Зенкин Д. Аутсорсинг в сфере HR: какой вариант выбрать? // Управление персоналом. – 2009. \ №12
 7. Интервью: Аутсорсинг кадровых услуг: ожидание новых перспектив // Управление персоналом – 2010. \ №23
 8. Будущее HR-службы: проблемы, перспективы // Кадровик. Кадровый менеджмент. – 2009. \ №5.
 9. Кто лучше: внешний или внутренний рекрутер // Кадровик. Рекрутинг для кадровика. – 2010. \ №4
 10. Соглашение об уровне обслуживания как инструмент контроля качества услуг, оказываемых при HR-аутсорсинге // Кадровик. Кадровый менеджмент. – 2011. \ №1.

УДК 658.3

РЕАЛИЗАЦИЯ ФУНКЦИИ ОЦЕНКИ ПЕРСОНАЛА: HR-ПРАКТИКИ И ПОКАЗАТЕЛИ КОНТРОЛЯ

Фокин К.Б.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Управленческая функция контроля должна пронизывать все сферы деятельности компании, включая работу с персоналом. Среди совокупности направлений в системе управления персоналом оценка персонала и все, что с ней связано, занимает особое положение. Как правило, этому есть несколько причин, обусловленных функциональной направленностью оценки, используемой при работе с персоналом. В оценке персонала традиционно выделяют несколько функциональных направлений (таблица 1). Если проанализировать роль оценщиков в каждом из них, можно сделать вывод о том, что за исключением процедуры, которая проводится по измеримым показателям, личностные и профессиональные качества субъекта оценки оказывают большое влияние на ее результаты. Имея в руках инструментарий, позволяющий «вершить судьбы», этот человек рискует принять решение на основе личных симпатий и других причин, не связанных с компетенциями сотрудника. При этом в способностях оценщиков, как правило, никто не сомневается, а если это к тому же «ангажированные» руководителем компании люди, то их власть практически безгранична.

Приведенные ниже *HR-практики* помогут специалистам служб персонала и руководителям защитить организацию от некорректной оценки.

Таблица 1 – Направления оценки персонала

Направление оценки	Роль оценщика
Оценка при приеме на работу	Возможность предоставления кандидату желаемой работы, источника дохода
Оценка при отборе в кадровый резерв	Предоставление сотруднику карьерных перспектив
Оценка кандидатов при внутреннем отборе (принятие решения о назначении на вышестоящую либо равнозначную вакантную должность)	Значимое, а иногда и ключевое влияние на принятие руководством решения о назначении сотрудника на более высокую должность или перемещении его на равнозначную позицию
Аттестационная оценка	Принятие решения о соответствии сотрудника занимаемой должности, определение уровня его квалификации
Оценка результатов деятельности за период на основе измеримых количественных и качественных показателей	Определение уровня переменного дохода сотрудника

1) Наибольшие опасения вызывает ситуация, если сразу несколько направлений оценки сосредоточены в одних руках. Функционал оценки необходимо распределять между разными подразделениями и сотрудниками, т.е. не «хранить яйца в одной корзине».

2) Оценочная деятельность, как и любая другая, нуждается в контроле. У руководителя службы персонала и/или у руководителя организации должны быть индикаторы, позволяющие проводить текущую проверку работы оценщиков. Их отсутствие позволяет сделать вывод о низкой степени контроля процесса. Важный фактор при этом – периодичность. Рекомендуется осуществлять контроль не реже одного раза в год. Это позволит исключить эффект привыкания и держать оценщика «в тонусе».

3) При внедрении любых оценочных процедур (особенно аттестационных) важно участие большинства менеджеров и ключевых экспертов организации в их разработке. Это позволит сформировать у них ощущение сопричастности процессу оценки, даст понимание всех его составляющих.

4) Регулярная обратная связь высшего руководства с оцениваемыми (в форме собеседований или заполнения печатных/электронных бланков) поможет своевременно корректировать процедуру, а мнение оценщиков не будет восприниматься сотрудниками как «истина в последней инстанции».

5) Оценка внутренних кандидатов компании обязательно должна предусматривать возможность апелляции. Ее отсутствие разрушает компанию изнутри: рождаются слухи, растет неудовлетворенность, появляются мифы о неприкосновенности оценщиков и т.п. Особенно важно это учесть при проведении аттестации, предусматривающей последующие кадровые перестановки. Когда органами апелляции становятся Рострудинспекция или суд,

помимо вышеперечисленных организационных проблем, компания сталкивается с риском материальных потерь, связанных с восстановлением уволенных и компенсацией их морального ущерба.

б) Важно, чтобы оценка персонала компании не была «инструментом борьбы» с ним или способом реализации «политической воли» руководства. Чтобы возникло доверие к процедуре и оценщикам, она должна нести в себе позитивный посыл, что необходимо отражать в PR-мероприятиях (наглядные примеры повышения зарплаты, карьерного роста, привлечения успешных работников по итогам оценки к различным проектам и т.п.). При таких условиях сотрудники сами захотят проходить оценку и поймут, что это нужно прежде всего им, а не службе персонала.

7) Необходимо, чтобы уровень компетенций оценщиков в указанных областях был не ниже, чем у оцениваемых. На практике этого довольно сложно добиться. Анализ служебного роста представителей профессии «менеджер по оценке персонала» показывает, что зачастую их карьерный путь складывается по определенной схеме (рисунок 1). Иногда период «1–4» может составлять 3 – 4 года, в результате чего человек с двухлетним стажем оценивает сотрудников с опытом работы от пяти лет.

Определить эффективность менеджера по подбору, занимающегося «входной» оценкой кандидатов на трудоустройство, можно по следующим критериям.

Число уволившихся подобранных работников: в сравнении с показателями коллеги (если подбором занимается не один человек); в сравнении с данными предыдущего рекрутера. При этом необходимо учитывать причины увольнения, связанные с претензиями начальства к качеству работы уволенных.

Количество положительных отзывов со стороны руководителей подобранных сотрудников. Если показатель менее 80 %, то есть основание для проведения детального анализа работы менеджера по подбору.

Умение обосновать выбор резюме того или иного претендента из всех имеющихся. Отсутствие внятных объяснений дает повод усомниться в профессиональной компетентности оценщика.

В качестве инструмента оценки может использоваться *метод «тайный кандидат»* (регулярная проверка рекрутера по аналогии с «тайным покупателем»). При этом соискатель должен соответствовать формальным требованиям вакансии, но иметь явные недостатки – не по форме составленное резюме, неопрятный внешний вид и т.п. Это позволяет оценить «глубину» работы оценщика: действительно ли он определяет уровень профессиональных качеств (и способен ли вообще это делать) или ориентируется только на поверхностные признаки хорошего кандидата, широко освещенные в литературных источниках из разряда «как получить работу, как пройти собеседование» и т.п.

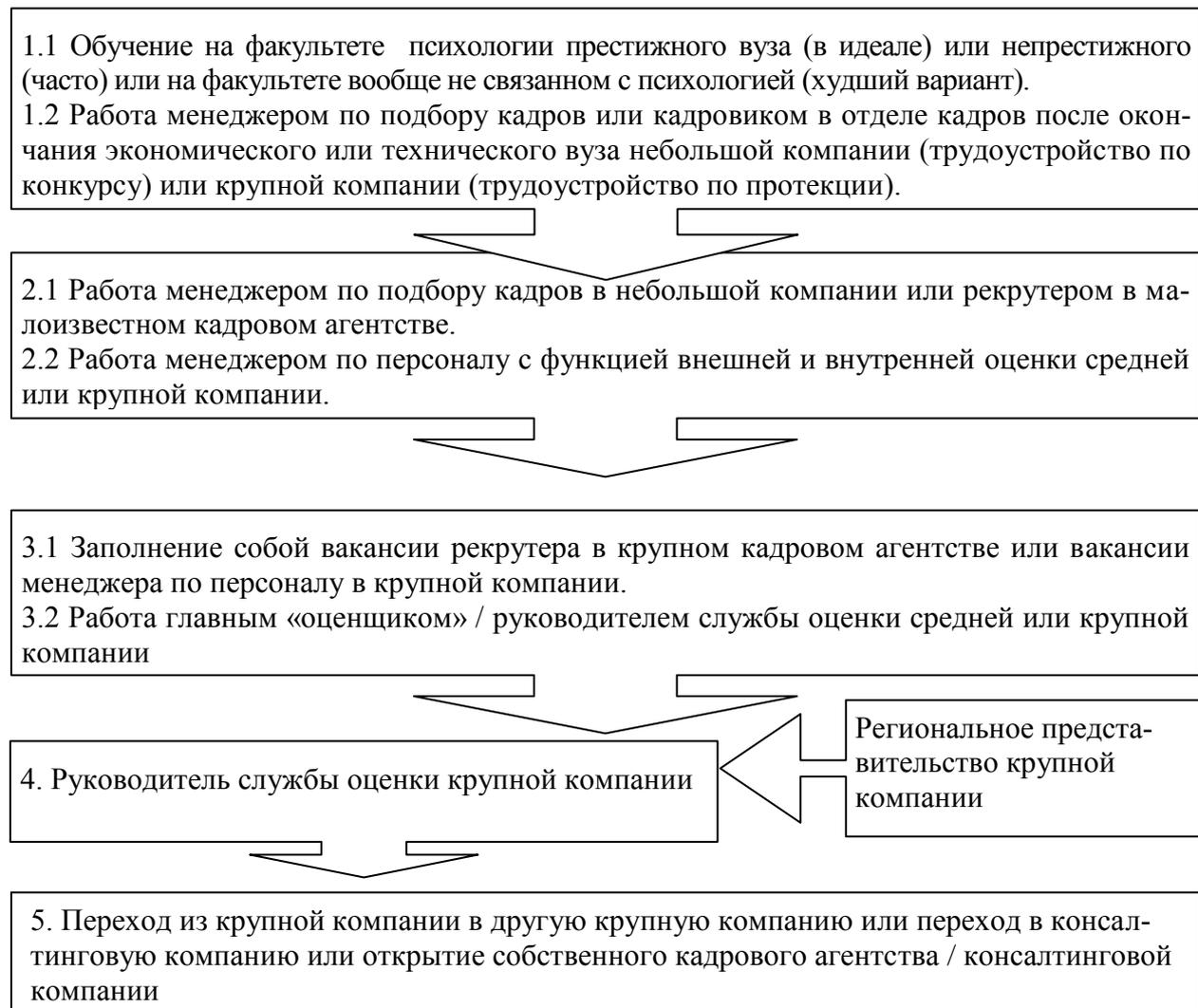


Рисунок 1 – Карьерный путь оценщика

Еще один инструмент контроля деятельности менеджера по подбору – проведение руководителем отдела рекрутинга или начальником службы персонала выборочного собеседования с отклоненными кандидатами.

Для оценки специалистов, занимающихся отбором претендентов в кадровый резерв, целесообразно применять следующие показатели.

Доля сотрудников, зачисленных в резерв по рекомендациям оценщика и назначенных затем на руководящую позицию. Как правило, работа с кадровым резервом заключается в том, что входящие в его состав участники не только проходят обучение, но и пробуют исполнять обязанности будущей должности. Если по полученным результатам назначение резервиста состоялось – значит, оценщик качественно провел отбор.

Доля участников кадрового резерва, назначенных по результатам оценки на управленческую должность, но выбывших нее по неуважительным причинам. В данном случае под уважительными причинами следует понимать назначение на более высокую позицию (или в смежное подразделе-

ние) по инициативе менеджеров компании, ликвидацию подразделения/ филиала, вынужденное временное понижение в должности в результате реструктуризации и т.п.

Доля уволившихся кандидатов в кадровый резерв, не включенных в него по результатам оценки. Данный индикатор может указывать на некачественную обратную связь по итогам процедуры, когда оценщик предоставляет ее таким образом, что сотрудник перестает видеть перспективы работы в компании. Профессионал отметит компетенции, которые нужно развивать, так, чтобы оцениваемый после разговора с ним не стал задумываться об уходе из организации, а понял, как ликвидировать недочеты.

Для оценщиков, участвующих в процедуре аттестации либо оценке с целью отбора кандидатов на замещение внутренней вакансии, критерии оценки профессионализма следующие.

Доля отчетов по результатам, по которым потребитель услуг оценщиков (начальник службы персонала, руководитель предприятия) не может принять решение. Иногда отчеты носят «расплывчатый» характер, т.е. состоят из общих фраз и неконкретных формулировок, что вызывает затруднение при принятии решения. Например, в отчете по результатам оценки компетенции «лидерство» у двух внутренних кандидатов на замещение вакансии, из которых начальству нужно было выбрать одного, приведена одинаковая фраза: «Может проявлять лидерские качества в благоприятной окружающей обстановке». Кому отдать предпочтение – непонятно. Профессиональный оценщик смоделировал бы ситуацию, наоборот, неблагоприятной окружающей обстановки. При одинаковом поведении сотрудников целесообразно было бы изменить ее на сложную или даже агрессивную, чтобы не заставлять руководителя принимать решение в условиях недостатка информации.

Доля результатов, не подтверждаемых при «контрольных» оценочных процедурах другими специалистами. Если несоответствий много, это может быть следствием либо недостаточной продуманности методики, либо низкого профессионализма оценщика.

Количество работников, изъявивших собственное желание пройти оценку, свидетельствует об уровне доверия персонала процедуре и ее результатам. Если таких сотрудников нет, то руководителю HR-службы стоит незамедлительно выяснить причины путем проверки всех основных составляющих процесса.

Понятность и однозначность модели компетенций. Она должна быть многоуровневой, исключая двойное толкование и являться логическим продолжением стратегии и целей компании. Необходимо, чтобы название компетенции четко соответствовало ее сути и не содержало взаимоисключающих качеств. Например, разработчики компетенции «лидерство и ответственность», формулируя ее, подразумевали, что лидер должен быть ответственным за свои решения. Однако проведение оценки по индикаторам данной компетенции показало, что у сотрудника может быть выражена только

одна ее часть, а вторая полностью отсутствовать. В итоге средняя оценка не давала информации о том, какая из них характеризует его больше. Это требовало как минимум составления расширенных отчетов вместо сводного рейтинга оценок, т.е. усложняло работу. В идеале любому руководителю организации должна быть понятна модель компетенций и ясно, как меняется каждый индикатор от уровня к уровню. В противном случае суждения оценщиков могут оказаться субъективными. Достаточно распространена практика формирования «мануала» по оценке компетенций, где описывается, как определенное действие сотрудника в каждом упражнении оценивается в соответствии с утвержденной шкалой. Безусловно, существует риск утечки информации, и рано или поздно содержание мануала станет известно работникам компании. Но профессиональные оценщики периодически обновляют его, что исключает случаи «желаемого» поведения во время оценки.

Используемая методика оценки. Хороший инструментарий позволяет провести оценку даже тому, кто не является профессиональным оценщиком. При этом если разные специалисты ставят одинаковые оценки – это один из показателей высокого качества выбранной методики.

Соответствие инструментария целям оценки. Профессиональный оценщик должен не только четко знать, какие компетенции нужны для достижения той или иной цели, но и вовремя подсказывать это руководству компании. Зачастую начальство не слышит оценщика либо просто не понимает, какие качества необходимы. В этом случае профессионалу следует, используя все «подручные» средства, донести до управленцев свое мнение.

Качество обратной связи выявляется по результатам контрольных собеседований и/или анкетирования на основе трех основных показателей:

- доля сотрудников, которым обратная связь была понятна;
- доля сотрудников, удовлетворенных процедурой обратной связи;
- доля сотрудников, согласных с оценками.

Последний из перечисленных – наиболее значимый индикатор уровня профессионализма оценщика. Он может сколько угодно сослаться на то, что причина несогласия сотрудника с оценками в том, что они низкие, но если при проведении обратной связи оценщик не смог их аргументировать, то результаты оценки вполне можно подвергнуть сомнению. Правда, возможны исключения, в частности, это касается оценки интеллекта: достаточно сложно обосновать работнику его низкие показатели, особенно если он уже состоявшаяся личность. Кроме того, данный параметр необходимо ограничено применять к процедуре, проводимой без участия человека, например, к компьютерному тестированию.

Тема достаточно широкая и в рамках одной статьи сложно охватить всё, что связано с оценкой. Приведены основные направления данной деятельности, которые можно оценить простыми показателями. Многие утверждения, описанные в тексте достаточно спорны, как и большинство положений связанных с оценкой.

Статья не направлена только на то, чтобы указать основные «критич-

ные» точки процесса оценки и выявления «областей развития» оценщиков, напротив, в ней подчеркивается важность функции оценки и сложность её анализа. При этом в статье простыми понятиями изложено, как можно контролировать людей, занимающихся оценкой персонала в компании с позиции заказчиков оценки. Поэтому материалы, изложенные в статье, в большей степени ориентированы на руководителей службы персонала и высший менеджмент компаний. Так как наличие понятных «прозрачных» индикаторов оценки процесса оценки и их регулярное использование позволит руководителю службы персонала оценивать работающих под его руководством сотрудников занимающихся оценкой и процесс оценки в целом.

СОДЕРЖАНИЕ

Нохрина О.И. Инженер-металлург, педагог, ученый (памяти Николая Васильевича Толстогузова).....	3
Ганзер Л.А. К 100-летию Евгения Яковлевича Зарвина.....	5
ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ	9
Протопопов Е.В., Жибинова И.А. Особенности и тенденции развития мирового производства стали.....	9
Школлер М.Б., Протопопов Е.В., Ганзер Л.А. Перспективные направления получения синтетических топлив в технологическом цикле кокс-чугун-сталь	19
Павловец В.М. Проблемы повышения качества сырья и расширения функциональных возможностей агрегатов для подготовки железорудной шихты к спеканию.....	25
Дмитриенко В.И., Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Платонов М.А. Использование комплексных барийстронцийсодержащих руд при обработке стали	39
Фастыковский А.Р., Перетяцько В.Н. Оценка вероятности инцидентов в системе очаг деформации – валковая арматура при производстве сортовых профилей – путь к снижению материальных затрат.....	47
Якушевич Н.Ф. Состояние фосфорной промышленности и перспектива ее развития.	51
Деев В.Б., Селянин И.Ф., Цецорина С.А., Пономарева К.В., Алхимов В.Н. Перспективное применение физических модифицирующих воздействий в ресурсосберегающих технологиях получения литейных алюминиевых сплавов.....	54
Малушин Н.Н. Разработка теории и комплексных технологий упрочнения деталей машин и механизмов теплостойкими сталями высокой твердости с применением плазменной наплавки	60

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....	70
Протопопов Е.В., Фейлер С.В., Леонидов А.В. Исследование гидродинамических процессов в промежуточном ковше современной МНЛЗ	70
Уманский А.А., Леонидов А.В. Влияние параметров продувки азотом при внепечной обработке на качество конструкционной стали в условиях ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК».....	74
Протопопов Е.В., Герасименко И.П., Числавлев В.В., Жибинова И.А. Новый конвертерный процесс с жидкофазным восстановлением техногенного сырья.....	77
Лазаревский П.П., Рожихина И.Д. Влияние качественных характеристик кварцитов Уватского месторождения на кинетику восстановления кремния	82
Ефименко Ю.А. Нохрина О.И. Микролегирование стали ванадием и азотом	87
Нохрина О.И., Горюшкина Ю.В., Кичигина О.Ю., Шакиров К.М. Закономерности извлечения никеля из полиметаллического марганецсодержащего сырья при его выщелачивании хлоридными растворами.....	90
Голодова М.А., Рожихина И.Д., Дмитриенко В.И., Рыбенко И.А. Исследование восстановления марганца и титана из конверторного ванадиевого шлака	95
Ходосов И.Е., Силин М.Ю., Чукреева Е.С. Изучение металлургических свойств хромовой руды Успенского рудопроявления	98
Хандюк Т.С., Якушевич Н.Ф. Производство фосфора в России. проблемы, поиски, решения.....	102
Черганов Ю.В., Галевский Г.В. Нанометаллургия вольфрама: современное состояние и перспективы	106
Бехтерева М.М., Галевский Г.В. Использование флюсов во вторичной металлургии алюминия.....	110

Юркова Е.К., Руднева В.В. Особенности процессов карбидообразования в плазмометаллургическом реакторе.....	115
Ноздрин И.В., Терентьева М.А., Пулотова З.М., Руднева В.В. Определение ресурса работы плазмотронов плазмометаллургического реактора	119
Ширяева Л.С., Ноздрин И.В., Галевский Г.В., Руднева В.В. Плазменный синтез и идентификация нанокарбида хрома	123
Полях О.А., Романова И.В., Головина М.А. Современное состояние производства и применения электродного каменноугольного пека: тенденции и прогнозы	127
Полях О.А., Анчутин Р.С., Терентьева Н.М. Технология производства кокса без улавливания химических продуктов коксования	131
Строкина И.В., Якушевич Н.Ф., Полях О.А. Интенсификации процесса металлизации железорудного сырья	134
Цымбал В.П., Мочалов С.П., Павлов В.В., Рыбенко И.А. Нетрадиционный подход к переработке железомарганцевых руд.....	139
Кадыков В.Н., Уманский А.А., Мартьянов Ю.А. Моделирование процессов формоизменения поверхностных дефектов при прокатке в калибрах.....	146
Перетягко В.Н., Панамарев В.А. Об осадке полосы из разупрочняющегося материала в состоянии ползучести.....	151
Герасименко И.П., Протопопов Е.В., Числавлев В.В., Жибинова И.А. Совершенствование технологии конвертерной плавки с переработкой техногенного сырья.....	155
Молотков С.Г., Ващук Е.С., Будовских Е.А., Громов В.Е. Модель формирования структуры зоны электровзрывного легирования металлов на границе с основой.....	160

СВАРКА: НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ, МАТЕРИАЛЫ И ОБОРУДОВАНИЕ	166
Биктимиров А.С. Восстановления ходовых крановых колес наплавкой	166
Гордин С.О., Рудаков С.Г., Полторацкий Л.М. Сварочные материалы ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»	168
Гордин С.О., Рудаков С.Г. Жидкое стекло: технология изготовления связующего для сварочных электродов	171
Ковальский И.Н., Козырев Н.А., Игушев В.Ф., Крюков Р.Е. Технология изготовления резервуаров для нефтепродуктов в северном исполнении	174
Вострецов Г.Н. Использование эффекта сверхпластичности для получения качественного наплавленного теплостойкого металла с высокими служебными свойствами	179
Райков С.В., Малушин Н.Н. Ремонтные технологии с применением сварочных методов в новых экономических условиях России.....	182
Девянина А.Г., Сапожков С.Б. Применение нанотехнологий в сварочном производстве	184
Малушин Н.Н., Райков С.В. Установки для плазменной наплавки деталей металлургического оборудования.....	189
Гнедаш А.В., Крампит М.А. Применение импульсной сварки при изготовлении цилиндров шахтных крепей	194
Крампит А.Г., Крампит Н.Ю. Факторы, обеспечивающие стабильную дугу при сварке в щелевую разделку.....	197
Кузнецов М.А., Колмогоров Д.Е., Гутов Н.В. Применение модификаторов при дуговой сварке плавящимся электродом	202
Подзорова Е.А. Определение «границы доверия» величины износа сварочного оборудования	205

ЭКОНОМИКА, ЭКОЛОГИЯ И УПРАВЛЕНИЕ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ	210
Зайнутдинов Х.Ф.	
Ценообразование в условиях меняющейся конкурентной среды	210
Валишевская Л.Г., Мусатова А.И.	
Оценка степени кризисного состояния предприятия.....	212
Думова Л.В., Уманский А.А.	
О современном состоянии системы корпоративной социальной ответственности металлургических компаний на примере ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК»	216
Валишевская Л.Г., Мусатова А.И.	
Проблемы управления процессом ускорения платежного оборота предприятия.....	223
Степанов И.Г., Рогачева М.А.	
Механизмы стимулирования предприятий к использованию технологий переработки отходов.....	227
Зайнутдинов Х.Ф.	
Оптимизация и рационализация инвестиционных проектов	229
Зоря В.Н., Волынкина Е.П.	
Исследование возможности использования гравитационных методов обогащения для разделения отходов из шламонакопителя ОАО «ЗСМК»	232
Фокин К.Б.	
Управление кадровым резервом руководителей: основные риски	238
Фокин К.Б.	
Стейкхолдеры управления кадровым резервом: мотивационный аспект.....	243
Коротеева Ю.В., Домнышев А.В., Фокин К.Б.	
Аутсорсинг функции рекрутинга в холдинговых компаниях.....	251
Фокин К.Б.	
Реализация функции оценки персонала: HR-практики и показатели контроля.....	256

